WIADOMOŚCI
TECHNICZNO-ARTYLERYJSKIE

№ 8.

STYCZEŃ — 1931

DODATEK BEZPŁATNY DO Nr. 1 TOMU XII
PRZEGLĄDU ARTYLERYJSKIEGO (STYCZEŃ 1931)

Konto czekowe w Pocztowej Kasie Oszczędności Nr. 5454.

WARSZAWA

ADRES REDAKCJI I ADMINISTRACJI:
Warszawa, Nowowiejska 1, pokój 406. Telefon 823-94.

WIADOMOSCI TECHNICZNO-ARTYLERYJSKIE

Nr. 8.

STYCZEŃ — 1931.

TREŚĆ:

	Str.
1. *ppłk. Vorbrodt Wacław.*— Przyczynek do projektowania dział	902
2. *ppłk. Vorbrodt Wacław.* — Rozprawa o warunkach odbioru	918
3. *kpt. inż. Hanka Wacław.* — Zródła błędów w aparacie le Boulengé . . .	936
4. *inż. Smoleński Dionizy.* — Oznaczanie środka ciężkości i momentu bezwładności pocisków brzechwowych . . .	961
5. *mjr. Dr. Felsztyn Tadeusz i Śpiewak Stanisław.* — Przebieg zużycia lufy małokalibrowej oraz metalograficzna analiza tego zjawiska	970
6. *kpt. inż. Mączyński Henryk.* — Fabrykacja fosgenu w czasie ubiegłej wojny światowej	1009
7. Różne wiadomości	1037

SOMMAIRE:

	Pages
1. *Lt. Col. Vorbrodt W.* — Contribution à l'étude des projets de canons . .	902
2. *Lt. Col. Vorbrodt W.* — Dissertation sur les conditions de réception . . .	918
3. *Cpt. Ing. Hanka W.*—Causes d'erreur dans l'appareil le Boulengé	936
4. *Ing. Smoleński D.*— Détermination du centre de gravité et du moment d'inertie d'un projectile à ailettes . . .	961
5. *Cmdt. Dr. Felsztyn T. et Śpiewak S.*— Phénomène d'usure de canons d'armes portatives et automatiques et son analyse métalographique	970
6. *Cpt. ing. Mączyński H.* — Fabrication du phosgène pendant la guerre 1914—1918	1009
7. Renseignements divers	1037

UWAGA. Liczby, umieszczone nad tytułami poszczególnych artykułów w tekście, oznaczają symbole klasyfikacji dziesiętnej.

Ppłk. VORBRODT WACŁAW.

PRZYCZYNEK DO PROJEKTOWANIA DZIAŁ.

Każdy projekt działa jest *kompromisem* między „taktyką" a „techniką". Ze stanowiska taktyki dowództwo wymaga pewnej donośności, pewnej mocy, wyrażonej skutecznością działania pocisku, a zależną od przeznaczenia — i żąda ruchliwości, określonej ciężarem sprzętu oraz niewielkiej objętości tegoż. Bywają bowiem takie żądania taktyki, że technik nie może ich obecnie jeszcze zrealizować z powodu ograniczonej wytrzymałości tworzywa, a każda maszyna robocza (działo, silnik, prasa i t. p.) musi wszak posiadać swój określony ciężar.

Przystępując zatem do projektowania działa, należy przedewszystkiem wiedzieć do czego ma ono służyć (cele zwalczane, donośność, typ działa), — wówczas określa się najlepsze *dane balistyczne,* opierając się na prawach balistyki oraz na danych porównawczych sprzętu już wykonanego (kaliber, pocisk, szybkość wylotowa); następnie na podstawie przebiegu teoretycznego ciśnień w lufie w zależności od gatunku prochu, oblicza się wytrzymałościowo *lufę,* jako część najważniejszą, a wreszcie na zasadzie wybranej i dostosowanej *konstrukcji działa* — oblicza się i wykreśla *inne części działa* (łoże, opornik, mechanizmy) oraz odpowiednią *amunicję.*

Typy dział są obecnie dość silnie zróżniczkowane i stworzenie działa uniwersalnego, łączącego w sobie np. cechy działa polowego, przeciwlotniczego i przeciwczołgowego — narazie jest niewykonalne ze względu na otrzymanie zbyt złożonej konstrukcji, nadmiernego cię-

żaru, dużych kosztów wyrobu, zmniejszonej długotrwałości; łatwiej jest jeszcze poniekąd złączyć w jednem dziale własności armaty i haubicy (armata-haubica Schneidra, Bofors, działa dwulufowe).

Należyte zaprojektowanie działa, któreby po wykonaniu odpowiedziało najlepiej stawianym wymaganiom, jest rzeczą bardzo złożoną i niełatwą; sprawa ta była już kilkakrotnie poruszana w Przeglądzie Artyleryjskim, a mianowicie w artykułach:

„Przyczynek do studjum o dziale przyszłości" w 1924 r.

„Rozważania o donośności, szybkości początkowej i ciężarze pocisków nowoczesnej broni palnej" w 1925 r.

„Największe wykorzystanie sprawności dział" w 1926 r.

„O projektowaniu ustroju działowego" w 1928 r.

„O mocy dział i ich wykorzystaniu pod względem balistycznym" w 1929 r.

„Projekt wstępny lufy działowej" w Wiadomościach Techn. Artyleryjskich, Nr. 5, 1930 r.

W niniejszym artykule przytoczymy dodatkowo wskazówki praktyczne, jakiemi należy się kierować przy wyborze danych dla nowego działa. Przytoczone metody, pomijając dość żmudne obliczenia szczegółowe, podają sposoby ułożenia *wstępnego projektu;* rozważania poniższe oparte są, między innemi, na źródłach nowoczesnej literatury francuskiej (Revue d'artillerie-Charet, Revers), niemieckiej (Artil. Rundschau—Rohne) oraz rosyjskiej (Wojna i Tiechnika—Głuchariew i inni).

Przykłady zadań.

A. Działo towarzyszące piechocie.

I. *Amunicja* — granat stalowy.

Istniejące pociski posiadają następujące ilości *materjału wybuchowego:*

Moździerz 81 mm Stokesa — 660 gr, czyli 22% ciężaru pocisku z żeliwa stalistego (wytrzymuje słabe ciśnienie),

Armata 75 mm — granat stalowy wz. 15—775 gr czyli 15% ciężaru pocisku,

Haubica 155 mm — granat stalowy wz. 14—10,000 gr czyli 24% ciężaru pocisku.

Możemy przyjąć średnio 20%, jako wykorzystanie pojemności granatu, *co przy ładunku kruszącym dla tego rodzaju broni, wynoszącym 1000 gr daje ciężar pocisku 5 kg.*

Określimy *kaliber:* obciążenie właściwe pocisku $n = p/a^3$, dla powyższych dział wynosi: 6; 11,7; 11,6, (pociski o dużej pojemności mają $n < 12$, z żeliwa stalistego 14; przeciwpancerne 16).

Wymagając dużej pojemności dla rozważanego pocisku, bierzemy $n = 10$, wtedy $a = 80$ mm.

Kształt pocisku: wskaźnik kształtu $i = \sin\gamma$ [γ — połowa fikcyjnego kąta ostrołuku, bo $i = \frac{0{,}625}{\sqrt{h}}$, gdzie h jest sumą wysokości ostrołuku i ogona w kalibrach].

$\gamma = 20^0$ dla bardzo wysmukłych ostrołuków i do 36^0 [granat 75 mm wz. 900], przyjmujemy średnio $\gamma = 30^0$, zatem $i = 0{,}5$. Spółczynnik balistyczny $C = \frac{i a^2 \Delta}{p}$; $\Delta = 1{,}208$ kg/m^3 powietrza; jednostki wyrażone są w metrach i kg, stąd $10^4 C = 7{,}7$.

II. *Szybkość wylotowa.* Przy $\alpha = 20^0$ donośność ma być równa 1500 m, donośność maksymalna około 5000 m. Posiłkujemy się wykresami Sekcji Techn. Artyl. franc. lub uproszczonemi tabelami płk. Dufrenois (z jego kursu balistyki zewn. w „Ecole Supérieure technique de l'Artillerie"), które dają donośność X dla kątów 10, 20, 30, 40^0 oraz dla $10^4 C = 1, 2, 3, 4, 8$; przy $v_0 = 250, 350, 450, 550, 650, 750$ m/sek.

Z pomocą tych tabel i wykresów ekstrapolujemy $v_0 = 150$ m/sek oraz w razie potrzeby do 950 m/sek i kreślimy wykres dla $\alpha = 20^0$ i 40^0 (rys. Nr. 1), przyjmując $10^4 C = 8$, bo małe różnice w tym spółczynniku niewiele wpływają na zmianę donośności w obrębie stosunkowo niskich szybkości.

Przypuszczamy dalej, że donośność maksymalna przy 40^0 będzie osiągnięta również przy 20^0, lecz ładunkiem następnym wyższym, a zatem z wykresu wynika, że:

$$X_{20} = 1500\,\text{m};\quad \alpha = 20^0;\qquad X_{40} = 2180\,\text{m};\quad \alpha = 40^0 \quad\Big\}\ v_0 = 160\ \text{m/s.}$$

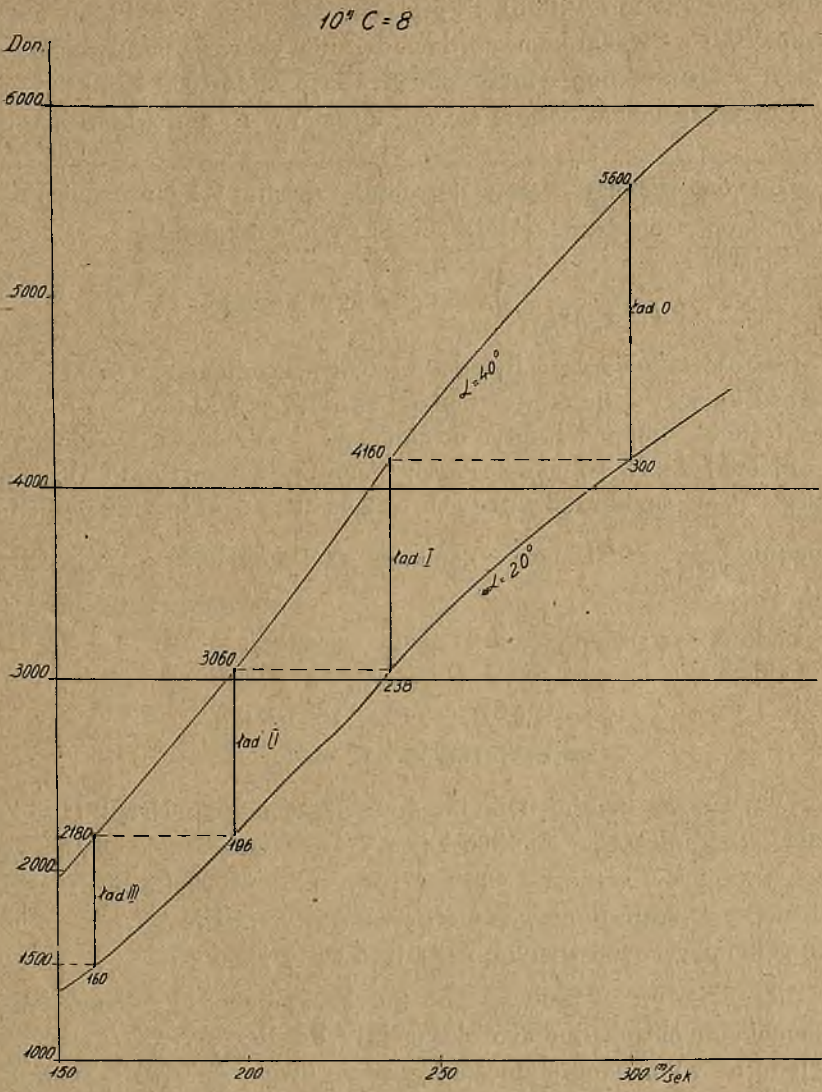
$$X_{20} = 3060\,\text{m};\qquad X_{40} = 4160\,\text{m} \quad\Big\}\ v_0 = 238\ \text{m/s.}$$

$$X_{20} = 2180\,\text{m};\qquad X_{40} = 3060\,\text{m} \quad\Big\}\ v_0 = 196\ \text{m/s.}$$

$$X_{20} = 4160\,\text{m};\qquad X_{40} = 5600\,\text{m} \quad\Big\}\ v_0 = 301\ \text{m/s.}$$

Tak tedy dla donośności od 1500—5600 m należy mieć 4 ładunki, które dają v_0 od 160 do 301 m/sek.

III. *Ładunek prochu.* Energja pożyteczna 1 kg prochu zależy od warunków ładowania, od kalibru działa i od rodzaju prochu, a więc:



Rys № 1.

dla kalibrów: 8; 37; 75; 80; 105; 155 mm

Praca 1 kg prochu
żywego <BG 10700; 110600; 130000; 134000; 139000; 153500 kgm

Praca 1 kg prochu
leniwego >BG 120000 dla wszystkich kalibrów.

(W armacie 155 mm Filloux 1 kg prochu BM_7 daje 73000 kgm, a 1 kg prochu BM_9 — 98000 kgm, co dowodzi niewykorzystania prochu; natomiast w arm. 65 mm 1 kg prochu *BC* daje aż 150,000 kgm).

Powyższa tabela nadaje się dla prochów *B* z dokładnością do 10%.

Dla omawianego działa 80 mm, energja 1 kg prochu wynosi 134000 kgm, co przy $v_0 = 160$ m/sek. i $p = 5$ kg daje

$$\tau_3 = \frac{p\,v_0^2}{2\,g\,.\,134000} = 0{,}048 \text{ kg} = 48 \text{ gr (ładunek Nr. 3).}$$

Gęstość ładowania δ bywa 0,1—0,6; przyjmujemy $\delta = 0{,}15$, stąd objętość komory ładunkowej będzie $V_k = \tau/\delta = 0{,}32$ litr.

Stosunek objętości lufy do komory V_l/V_k bywa równym 3,5 [w armacie] do 10 [w moździerzu]; bierzemy zatem 8, aby otrzymać większą gamę szybkości; wtedy $V_l = 2{,}56$ litr., a zatem długości lufy wypadnie $\frac{2{,}56}{0{,}5} = 0{,}512$ m, z zamkiem zaś około 0,70 m czyli 8—9 kalibrów.

Ładunki są proporcjonalne do v_0^2, a zatem:

ładunek Nr.	0	1	2	3	
$v_0 =$	301	238	196	160	m/sek.
$\tau =$	163	106	72	48	gr

IV. *Ciężar działa.* Dla ładunku największego Nr. 0 (163 gr), ciśnienie ograniczy się do 1500 kg/cm². Grubość ścianek lufy na długości 3 kalibrów wynosi 1 kaliber (przy E = 4000 kg/cm²), a przy wylocie — ½ kal. Ponieważ ciężar właściwy stali jest 7,7, — z obliczeń geometrycznych wynika, że ta lufa waży 115 kg.

Biorąc zaś $E = 5000$ kg/cm² lub przyjmując lufę samoczynnie wzmocnioną, można obniżyć ciężar lufy do 100 kg. Ciężar łoża ze względu na wymaganą stateczność będzie dwukrotnie większym, czyli = 200 kg. A zatem działo na stanowisku ma ważyć 300 kg, co pozwala na ciąg przez 1 konia.

V. *Pole ostrzału, szybkostrzelność i t. p.* Granice kątów podniesienia od —10° do +45°. Pole bocznego ostrzału 60° (na odległość 2000 m ostrzela front pułku 2000 m). Trzech ludzi obsługi może dawać 10 strzałów na minutę. Przodek ważący tyle, co działo, może wozić 48 pocisków, po 4 złożone w łódkach. Dodając pocisk cięższy (n = 14, p = 7 kg) można stosować go przeciw czołgom; pocisk ten

przy ładunku Nr. 1 z odległości 1000 m powinien przebijać pancerz czołgów lekkich.

Stateczność działa przy 0^0, poczynając od ładunku Nr. 1.

VI. *Zestawienie porównawcze.*

	hb. projektowana	moździerz Skody wz. 17	ar. górska 65 mm wz. 06 franc.	hb. wg. gen. Rohna
Kaliber w mm	80	75	65	73,6—75
Pocisk w kg	5—7	6,5	3,81	3,5—5,5
Ład. kruszący w gr . .	1000	680	500	—
Donośność w m	1500—5600	3000	5500	4000—5000
Ilość ładunków	4	3	1	—
Ciężar lufy w kg . . .	100	96	105	—
Ciężar działa na stanowisku w kg	300	360	450	300
Ciężar działa w marszu w kg	<400	—	—	—
Wykorzystanie materjału działa kgm/kg	75	—	—	50 *)

*) jak w arm. gór. 75 mm Kruppa.

A'. Działko przeciwczołgowe.

Wymagania taktyczne. Kaliber około 50 mm, v_0=800—1000 m/sek, przebijalność płyt pancernych lekkich czołgów (gr. 20 mm) do odległości 2000 m. Łoże kołowo-gąsienicowe.

Biorąc pocisk 1,75 kg (jak dla zwalczania łodzi torpedowych), przy $n = 13{,}8$, wypada kaliber 50 mm. Dla $v_0 = 800—1000$ m/sek wynika energja wylotowa pocisku 57—89 metrów, co nawet przy bardzo wysokiem wykorzystaniu materjału lufy: 370 kgm/kg daje ciężar samej lufy 154—237 kg.

Tymczasem wymaganą przebijalność można osiągnąć znacznie mniejszą energją wylotową: przy grubości pancerza 20 mm i kącie upadku najwyżej 30^0, otrzymuje się w/g wzoru de Marre:

$$v_k = \frac{1530 \cdot 0{,}5^{0{,}75} \cdot 0{,}2^{0{,}7} (\sec 30^0)^{1{,}43}}{1{,}75} = 274 \text{ m/sek.}$$

jako szybkość pozostałą w chwili uderzenia; stąd dla donośności 2000 m $i = 0{,}43$; otrzymuje się $v_0 = 350$ m/sek, czyli energję wyloto-

wą tylko 11 mt. Przy wykorzystaniu materjału działa 40 kgm/kg (jako łoże dwuogonowe) — daje ciężar działa 275 kg.

Chociaż działo, mające tak wysoką szybkość wylotową, jak wymagana i umieszczone na łożu kołowo-gąsienicowem posiadałoby bardzo duże pole rażenia, jednak koszt jego byłby równowartościowym kilku działom lżejszym na zwykłych łożach kołowych.

B. Działo polowe lekkie.

Wymagania taktyczne:

1) arm. 75 mm, donośność co najmniej 14 km, możliwie mały ciężar.

Najdogodniejsze wartości: (p. „O wykorzystaniu dział" Przegl. Artyl. t. VII, 1929) będą:
$v_0 = 588$ m/sek; $p = 8{,}54$ kg (dla $i = 0{,}43$); energja wylotowa 150 mt (minimum). Największe wykorzystanie materjału działa wynosi obecnie praktycznie 135 kgm/kg (ar. 83,5 mm Skoda), jednak tak wysoki spółczynnik szybko zużywa działo i stosuje się wyjątkowo przy bardzo dużych odległościach celu; wielkość przeciętna 125 kgm/kg odpowiada próbnym działom amerykańskim; wtedy ciężar działa wyniesie 1200 kg. Dla działa o łożu dwuogonowem wykorzystanie to bywa 100 kgm/kg, co daje jako ciężar działa 1500 kg. Jednak pocisk ważący 8,54 kg będzie miał gęstość przekroju aż $n = 20{,}2$, co zmusza do wykonania pocisku bardzo długiego o małej pojemności oraz wymaga dużego ciśnienia.

Gdyby zaś wychodzić nie z donośności działa, a z jego dopuszczalnej ruchliwości, przyjmując ciężar tegoż do 1380 kg (jak hb. niem. wz. 16), wtedy dla działa o łożu pojedyńczem wypada energja wylotowa 172,5 mt, na łożu dwuogonowem — 138 mt, a stąd:

a) działo na łożu zwykłem:

$v_0 = 601$ m/sek., don. 14,7 km, $p = 9{,}37$ kg ($n = 22{,}2$)

b) działo na łożu dwuog.:

$v_0 = 567$ m/sek. don. 13,4 km, $p = 8{,}42$ kg ($n = 20$).

Znów pociski wypadły za ciężkie.

Racjonalniejszą tedy drogą będzie postawienie warunku ciężaru działa i ciężaru pocisku, jako czynnika wywierającego możliwie największy skutek z jednej strony, lecz niezbyt znów ciężkiego ze względu na zaopatrzenie i obsługiwanie z drugiej strony.

A zatem, gdy przyjmiemy pocisk 8 kg oraz $n = 13,8$, otrzymamy kaliber 83,4 mm,

Wtedy dla łoża dwuogonowego:

$v_0 = 582$ m/sek. donośność 12,3 km.

Wtedy dla łoża zwykłego:

$v_0 = 650$ m/sek. donośność 13,4 km.

(porównaj przykład VII i VIII w artykule „O wykorzystaniu dział") $n = 13,8$ odpowiada pociskowi niem. szrapneli; jest to wartość pośrednia między 12,6 (granat franc. 75 mm),[1] a 15 (gran. niem. 77 mm).

Taktyk musi więc zadecydować, czy te donośności mu wystarczą; jeżeli chce je powiększyć, — okupuje to stratą na ruchliwości lub na działaniu pocisku. Gdy więc przyjmie $n = 15,5$ (dobre dla szrapneli), to przy pocisku 8 kg wypadnie kaliber 80,2 mm, oraz donośność 12,7 względnie 13,8 (o 400 m większa). Gdy zaś zgodzi się on na ciężar działa 1500 kg (en. wylot. 150 i 187,5 mt), — otrzyma z armaty 83,4 mm donośność 12,6 km, względnie 13,8 km; a z armaty 80 mm — donośność 13,2 km i 14,3 km.

Przy powyższych obliczeniach energji działa nie uwzględniono zastosowania hamulca wylotowego, który może podnieść spółczynnik wykorzystania materjału działa.

II. *Wymagania od haubicy polowej lekkiej:* kaliber 105 mm, donośność 11 km (mało!), ciężar 1380 kg. Taki ustrój jest zupełnie możliwy, jeżeli pocisk waży 16 kg ($i = 0,43$), $v_0 = 460$ m/sek dla łoża zwykłego. Jeżeli chodzi o łoże dwuogonowe, to ciężar działa wzrośnie do 1700 kg lub v_0 obniży się do 410 m/sek, a z tem i donośność do 9,5 km; przy zachowaniu tego samego pocisku o skutecznem działaniu.

C. Armata 105 mm z donośnością 20 km.

Przyjmujemy $n = 16$, stąd $p = 18$ kg, $\gamma = 20^0$, wtedy $10^4 C = 2,6$ [dobry balistycznie], $i = 0,34$.

Z tabeli graficznej lub liczbowej: $v_0 = 800$ m/sek. [p. tabelę niżej]. Proch dowolny leniwy—120.000 kgm/kg, ładunek prochu

$$\tau = \frac{18.800^2}{2 \,.\, 9,81 \,.\, 120.000} = 4,9 \text{ kg.}$$

Wybieramy gęstość ładowania $\delta = 0,6$ i $V_l / V_k = 5$, stąd $V_k = 8,1$ litra, $V_l = 40,5$ litra, co daje długość lufy 50 kalibrów.

Aby zmniejszyć zużycie lufy, należy stosować też ładunek zmniejszony: $\delta = 0,4$, stąd $\tau = 3,28$ kg oraz $v_0 = 650$ m/sek, co przy $\alpha = 40^0$ daje donośność 16,6 km [podług gen. Herra: $p = 18$ kg; $v_0 = 665$ m/sek.: $n = 16,3$; ciężar działa 4000 kg; donośność 16 km].

Tabela liczbowa donośności

$10^4 C$ / v_0	$\alpha = 20^0$				$\alpha = 40^0$			
	1	2	4	8	1	2	4	8
150	1450	1440	1400	1340	2200	2160	2090	1950
200	2560	2510	2400	2250	3900	3750	3530	3175
250	3950	3850	3600	3300	5900	5650	5150	4450
300	5510	5250	4810	4150	8300	7750	6850	5600
350	7100	6550	5750	4800	10650	9600	8150	6400
450	10400	8900	7300	5750	15150	12700	10100	7550
550	13800	11150	8650	6550	19800	15650	11750	8900
650	17650	13500	10050	7250	24650	18550	13350	9200
750	21750	15900	11350	7950	30050	21600	15400	9950
850	26000	18400	12650	8600	36400	24700	16400	10600
950	30400	20850	13850	9250	43500	28000	17900	11300

Ciężar działa określimy inaczej niż w rozdziale A, mianowicie na zasadzie jego siły żywej i wykorzystania materjału.

Dane dział istniejących	Hb. 155 mm wz. 17 Schn.	Arm. 155 mm wz. 17 Schn.	Arm. 150 mm Skoda	Arm. 155 mm Filloux	Arm. 194 mm Filloux
Pocisk w kg	43	43,23	56	43,23	80
V_0 w m/sek.	443	655	700	724	720
Ciężar działa na stanowisku w kg	3250	7500	13260	12000	18600
Wykorzystanie działa kgm/kg	126	126	110	36	118

Armata 155 mm Filloux jest zbyt ciężka, bo z tegoż łoża może strzelać lufą armat. 194 mm.

Dla naszej armaty 105 mm przyjmujemy łoże dwuogonowe, wykorzystanie materjału 120 kgm/kg, wtedy ciężar działa wypadnie 5000 kg.

Dla donośności 16 km pociskiem 16 kg ($n = 13{,}8$); $i = 0{,}43$; $10^4C = 3{,}6$; należy mieć $v_0 = 720$ m/sek; energja wylotowa wynosi 422 mt, stąd ciężar działa 3500 kg (przy wykorzystaniu materjału 100 kgm/kg, ciężar działa wypadłby 4200 kg).

D. Działa polowe ciężkie 150 mm i wyżej.

Wymagania taktyczne: 1) hb. ciężka 149,1 mm, donośność 12 km.

Biorąc pocisk 45 kg ($n = 13{,}8$) przy $i = 0{,}43$ osiągnie się wymaganą donośność w razie $v_0 = 475$ m/sek, wtedy energja wylotowa wyniesie 454 mt, co daje ciężar działa około 3700 kg. [gen. Herr żąda hb. 155 mm z donośnością 14 km, pocisk 45 kg (i=0,6), v_0=580 m/sek, ciężar działa 7000 kg].

II. *Armata ciężka 149,1 mm,* donośność 20—25 km, pociskiem 50 kg.

Powyższy pocisk ($i = 0{,}43$ z czepcem) osiągnie donośność 20 km przy $v_0 = 730$ m/sek., energja wylotowa 1310 mt.

Powyższy pocisk ($i = 0{,}43$ z czepcem) osiągnie donośność 22 km przy $v_0 = 775$ m/sek., energja wylotowa 1530 mt.

Powyższy pocisk ($i = 0{,}43$ z czepcem) osiągnie donośność 25 km przy $v_0 = 935$ m/sek., energja wylotowa 2230 mt.

Dla donośności 25 km pocisk ważący 55 kg musi mieć $v_0 = 880$ m/sek., en. wylot. 2170 mt. (t. j. mniejszą),

Dla donośności 25 km pocisk ważący 65 kg musi mieć $v_0 = 805$ m/sek., en. wyl. 2150 mt. (minimum).

Natomiast pociski lżejsze np. 45 kg musiałyby mieć $v_0 =$ $= 995$ m/sek. i en. wyl. aż 2270 mt.

Pocisk 45 kg, mając $n = 13{,}8$, wykazuje dobre działanie kruszące (duży ładunek); pociski cięższe ($n = 15$—17) nadają się jako szrapnele.

Ze zwiększeniem donośności należy być ostrożnym, bo przyrost stosunkowo niewielki tejże, powoduje znacznie szybszy wzrost energji wylotowej, a co zatem idzie — ciężar działa.

III. *Moździerz 210 mm z donośnością 14 km.*

Należy wybrać pocisk 128 kg (n=13,8; i=0,43), v_0= 470 m/sek; en. wyl. 1440 mt.

IV. *Pocisk ważący 100 kg o dużej pojemności:* donośność 15 km; $n=10$, stąd kaliber 220 mm; $\gamma=30^0$, $i=0{,}5$, wtedy $10^4\,C=2{,}9$.

Z tabeli liczbowej: dla $X_{40}=15000$ mt., $v_0=650$ m/sek.

Przy wykorzystaniu materjału działa 120 kgm/kg, wypadnie ciężar działa 18000 kg.

V. *Donośność* 30 km; $v_0 \leqslant 800$ m/sek.

Z tabeli liczbowej dla $\alpha=40^0$, $X=30000$ mt. oraz $v_0=750$ m/s.; wynika $10^4C=1{,}0$.

Przyjmujemy $n=12$, $\gamma=20^0$; ponieważ $C=\dfrac{i\,\Delta}{n\,.\,a}$, stąd $a=355$ mm, $p=540$ kg; $\tau=152$ kg, [dane te są zbliżone do danych arm. 340 mm wz. 12].

W razie zmiany zasadniczych warunków balistycznych należy zachować *równoważność* działania wystrzału na ustrój działa, w przeciwnym bowiem razie działo nie będzie należycie wyzyskane lub, odwrotnie, zbyt przeciążone, co pociągnie za sobą skrócenie jego długotrwałości.

Dotychczas sprawa oceny równoważności warunków pracy działa nie jest należycie i wyczerpująco oświetlona, niektórzy bowiem konstruktorzy uważają za wartość stałą (inwarjant, niezmiennik) siłę żywą pocisku przy wylocie, lub ilość jego ruchu, inni [1]) — najwyższe ciśnienie i największą szybkość odrzutu, t. j. $P_{max}=$ const., $v_m=$ const. Spełnienie tego ostatniego warunku pociąga za sobą konieczność odpowiedniego doboru długości lufy i jej ciężaru oraz rodzaju prochu, natomiast ciężar zespołu odrzutowego może pozostać niezmiennym (podział jego między lufą a opornikiem w pewnych granicach jest dowolny). Metoda ta nie nadaje się jednak do określenia dopuszczalnych warjantów początkowych warunków strzelania działa już istniejącego konstrukcyjnie.

Inżynierowie rosyjscy Wysockij i Szełkow w swej pracy, dotyczącej wyboru elementów balistycznych dla działa plotniczego małego kalibru, przyjmują za warunek stały tylko $P_{max}=$ const. / p. zbiór artykułów p. t. „Wybor osnownych balist. dannych zenitnoj artilerji" 1927 r. wyd. Komitetu Artyl.).

---

[1]) W Rosji zajmuje się tą sprawą W. M. Trafimow w pracy p. t. „Postanowka i issledowanje zadaczi o wyborie balisticzeskich elementow".

Na podstawie tego warunku zostały wyprowadzone poniższe wzory półempiryczne, dotyczące zależności elementów balistyki wewnętrznej.

$$P/P_1 = [p/p_1]^{3/4}, \text{ stąd } \Delta P = 3/4\, P\frac{\Delta p}{p}$$

$$P/P_1 = (\tau/\tau_1)^2, \quad \text{ stąd } \Delta P = 2\, P\frac{\Delta\tau}{\tau}$$

$$V/V_1 = (p/p_1)^{0{,}4}, \text{ stąd } \Delta V = 0{,}4\, V\frac{\Delta p}{p}$$

$$V/V_1 = (\tau/\tau_1)^{3/4}, \text{ stąd } \Delta V = 3/4\, V\frac{\Delta\tau}{\tau}$$

Wskaźniki „1", dotyczą nowych wartości powyższych elementów. Jeżeli więc np. zmienimy pocisk p, to ze wzoru 1-go określa się zmianę ciśnienia, a ze wzoru 2-go — zmianę ładunku τ, potrzebną celem skompensowania powyższej zmiany ciśnienia.

Wzory 3 i 4 podają wpływ zmian pocisku i ładunku na szybkość wylotową V.

Powyższe wzory dotyczą jednego i tego samego gatunku prochu. Metoda ta nie jest całkiem dokładna, bo przy pociskach cięższych może dać zbyt małą pracę, przy lekkich zaś — pewne przeciążenie ustroju i może służyć jedynie dla pewnej pobieżnej orjentacji.

Równoważność działania wystrzału na ustrój działowy nie może polegać jedynie na niezmienności naprężeń w tworzywie lufy i łoża, lecz powinna uwzględniać również *stateczność* działa, co oczywiście musi cokolwiek skomplikować metodę obliczeń.

Inż. F. Lender („Tieoreticzeskije osnowanja projektirowanja artil. sistiem na kolesnych łafietach" 1925 r. wyd. Akademji Artyl.) podaje następujący wzór w tej sprawie:

$$p\,[1+\beta\tau/p]^2 E = \frac{\left[\frac{1}{\cos\varphi} - \frac{Q_0}{Q}\frac{X_m}{e}\right]^2 - \left(\frac{1}{\cos\varphi} - \frac{Q_0}{Q}\frac{\lambda}{e}\right)^2}{2\left(\frac{H}{e} - \frac{d_0}{e}\operatorname{tg}\varphi\right)}$$

β — spółczynnik uwzględn. ciężar gazów prochowych.

$E = \frac{p V_0^2}{2g}$ — energja wylotowa.

p — ciężar pocisku, τ — ładunku.

φ^0 — graniczny kąt stateczności,

Q_0 — ciężar zespołu odrzutowego.
Q — ciężar działa na stanowisku,
H — wzniesienie linji ognia,
e — odległość osi lufy od środka ciężk. zespołu odrzutowego,
d_0 — odległość pozioma osi czopów kołyski od punktu oporu lemiesza,
X_m — droga odrzutu w chwili, gdy osiąga się P_{max},
λ — długość odrzutu,.
Jednostki miary w kg i m.

Lewa strona powyższego wzoru zawiera elementy balistyczne, prawa-konstrukcyjne.

Ponadto dla dział jednego typu zachodzi stosunek $\tau/E = \tau_1/E_1$.

Jeżeli do dwóch ostatnich wzorów zastosujemy zasady *rachunku warjacyjnego* [2]), to otrzymamy następujące zależności, celem przejścia na sąsiednie rozwiązanie:

$$\delta\tau = \tau \frac{\delta E}{E}; \qquad \delta E = -E \frac{p - \beta\tau}{p + 3\beta\tau} \delta p/p.$$

Przyjmując pewne δp określamy δE, następnie $\delta\tau$ oraz otrzymamy

$$p_1 = p + \delta p; \qquad \tau_1 = \tau + \delta\tau; \qquad E_1 = E + \delta E;$$

a następnie na podstawie $\delta p/p_1$ określimy δE_1 i $\delta\tau_1$ i otrzymamy: wartości sąsiednie:

$$p_2 = p + \delta p_1 = p + 2\delta p$$
$$\tau_2 = \tau_1 + \delta\tau_1$$
$$E_2 = E_1 + \delta E_1 \text{ i t. d.}$$

W ten sposób, drogą kolejnych przybliżeń, otrzymamy poszukiwane elementy dla działania równoważnego przy nowym ciężarze pocisku $p_n = p + n\delta p$, przyczem liczbę $n = \frac{p_n - p}{\delta p}$ bierze się dowolnie, zależnie od wielkości δp warunkującej dokładność przejścia z wartości p, τ, E na inne.

Wpływ wielkości δp na dokładność wyników można usunąć *inną metodą obliczeń*, wychodząc z tychże wzorów.

---

[2]) Rachunek warjacyjny albo *rachunek przemienności* stanowi część analizy wyższej wartości nieskończenie małych i zajmuje się nieskończenie małemi zmianami kształtu danej funkcji: $y = f(x)$, oznaczonemi symbolicznie przez δy. Do symboli δ stosuje się podobne prawidła, jak do symboli różniczkowania d. Rachunek przemienności obejmuje obliczenia maximum lub minimum całek określonych, zależnych od kilku funkcyj [minimalne powierzchnie, brachisto-chrona, izoperimetrja i t. p.] p. Dziwiński „Wykłady matematyki, tom II, Czuber „Vorlesungen über differenzial und Integralrechnung tom II i t. p.

Jeżeli chodzi o zmianę pocisku dla istniejącego ustroju określonego wagowo i konstrukcyjnie, to lewa część wzoru Lendera powinna być wartością stałą, aby warunki pracy działa nie uległy zmianie.

A zatem otrzymuje się układ 3 równań:

$$A = p_1 \, (1 + \beta \, \tau/p_1)^2 \, E$$

$$B = \tau_1/E_1 \, ; \qquad E_1 = \frac{p_1}{2g} \, (V_0)^2{}_1$$

Gdzie dla nowego pocisku p określa się niewiadome E_1 τ_1 $(V_0)_1$ a mianowicie:

$$\tau_1 = BE_1 \, ; \quad A = p_1 \left(1 + \beta \, \frac{BE_1}{p_1} \right)^2 E_1 ,$$

stąd określa się E_1 poczem

$$(V_0)_1 = \sqrt{\frac{2g \, E_1}{p_1}}$$

Przedostatnie równanie 3-go stopnia względem E_1 rozwiązuje się metodą wykreślną.

Spółczynnik β waha się w granicach 1,6—3 (p. F. Lender „Tieorja łafietow“ 1924 wyd. Akad. Artil.); dla dział o średniej mocy $\beta = 2,1—2,5$ [rośnie wraz z ciśnieniem wylotowem].

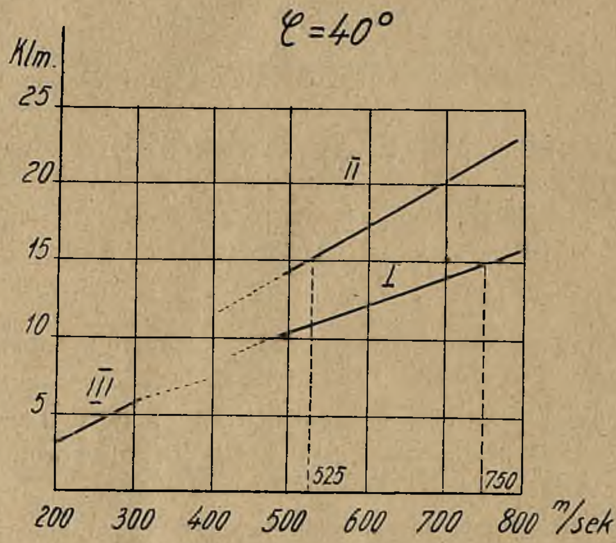
Dokładne określenie teoretyczne tego spółczynnika jest rzeczą pierwszorzędnej ważności przy projektowaniu dział, bo od niego też zależy należyte wykorzystanie materjału działa (p. „Wojna i Tiechnika" Nr. 5/28 oraz Przegl. Artyl. Nr. 1/VIII, styczeń 1929, str 34—86 „Drugi podokres działania gazów prochowych").

Przy obliczeniach V_0 według powyższych wzorów oraz jednocześnie pg. wzorów Le Duca w zastosowaniu do armaty 3" wz. 02, okazało się, że dla pocisków lżejszych od typowego ($p = 6,5$ kg) różnice obu metod dochodziły do 1%; dla cięższych — do 0,2%, co dowodzi wystarczającej dokładności wzoru Lendera.

Wytyczne dla określenia szybkości wylotowej (niezależnie od kalibru).

Po zadecydowaniu o sposobie działania pocisku i o jego donośności można określić v_0, opierając się na wykresie (rys. Nr. 2 — w/g Duffenois). Krzywa I odnosi się do pocisku o spółczynniku balistycznym $10^4 C = 4$ typu starego wzoru; krzywa II — do pocisku ulepszonego kształtu $10^4 C = 2$; z wykresu widać że dla osiągnięcia donośności

15 km, pocisk gorszego kształtu musi mieć $v_0 = 750$ mm, podczas, gdy dla lepszego wystarczy 525 m/s, czyli o 30% mniej. Wpływ kształtu pocisku na donośność zwiększa się wraz ze wzrostem v_0. Jeżeli dla otrzymania donośności 15 km przyjąć pocisk I oraz $v_0 =$ $= 750$ m/s, to można zgóry powiedzieć, że ciężar działa wypadnie



Rys. №2

zbyt wielki. Przyjęcie zaś $v_0 = 525$ m/s i pocisku II nie zapewni żądanej donośności, bo krzywa II jest zbadana należycie dla szybkości ponad 525 a w okolicy 525 jest ona niepewna. Przyjmujemy więc w danym wypadku $v_0 = 635$ m/s jako średnią z tamtych obu, co jednak wymaga ulepszonego kształtu pocisku; można wtedy przyjąć $10^4 C = 3$.

Wysokość ostrołuku i ogona pocisku h znajduje się w pewnej zależności od v_0.

gdy	$v_0 =$	400	450	500	550	600	650	700	750	800 m/s
	$h =$	2,1	2,3	2,5	2,7	2,9	3,1	3,3	3,5	3,7 kal.
	$i =$	0,432	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	0,325

dla $v_0 = 635$ m/s, $h = 3{,}04$ kal, $i = 0{,}358$; $C = 0{,}462$, $a^2/p = 3{,}10^{-4}$ stąd $p/a^2 = 1540$ kg/m^2 czyli, że ten stosunek ciężaru pocisku do kalibru zapewnia donośność 15 km, przy $v_0 = 635$ m/s i $\alpha = 40^0$.

Określenie kalibru. Trofimow daje wzór graniczny („Balisticzeskij rasczot snariada"):

$$16{,}77\ a^3 \geq p \geq 9{,}38\ a^3;$$

biorąc wartości skrajne, mamy $a_1 = 0{,}163\ m = 163$ mm dla pocisków lżejszych [z wzoru $p/a^2 = 1540$]

$$a_2 = 0{,}092\ m = 92 \text{ mm dla pocisków cięższych}$$

Granat rozpryskowy zawiera poniżej 15% materjału kruszącego w stosunku do ciężaru pocisku elaborowanego, czyli $p > 6{,}7\ w$; w = ciężar materjału kruszącego.

Granat minowy zawiera 15 — 20% materjału kruszącego, czyli $6{,}7\ w > p > 5\ w$.

Jeżeli np. granat rozpryskowy ma zawierać co najmniej 3 kg materjału kruszącego, to jego ciężar $p = 6{,}7 \,.\, 3 = 20$ kg

$$\text{stąd } a^2 = \frac{20}{1540} = 0{,}013; \text{ czyli } a = 114\text{—}115 \text{ mm}$$

Określenie ciężaru działa w/g inż. Lendera.

Biorąc dane przeciętne z istniejących typów, otrzymano:

		a = 40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150 mm
wykorzystanie materjału działa	ar.	78	89	98	107	114	120	126	131	136	139	143	146 kgm/kg
	hb.	48	58	65	72	78	84	89	94	98	102	105	108 „

stąd dla $E = \frac{20 \,.\, 635^2}{2 \,.\, 9{,}81} = 410.000$ kgm. i spółczynnik 133, wypadnie ciężar armaty $P = 3000$ kg.

W razie projektowania haubicy: $p = 5 \times 3 = 15$ kg (granat minowy), $a = 100$ mm, $p = 3460$ kg.

Obliczonych w ten sposób w przybliżeniu warjantów projektów może być kilka, a wybiera się z nich ten, który najlepiej odpowiada wymogom teoretycznym.

Uwaga. Dla danej donośności armata miewa kaliber mniejszy od haubicy, lecz dla tych samych pocisków, a przy tym samym kalibrze armata bywa cięższa od haubicy, ale gdy ma energję większą.

Ppłk. VORBRODT WACŁAW.

ROZPRAWA O WARUNKACH ODBIORU.[1])

WSTĘP.

Przy wyrobie masowym niektórych przedmiotów sprzętu uzbrojenia badanie odbiorcze odnosi się nie do wszystkich poszczególnych przedmiotów, lecz do pewnego ich odsetka i na tej podstawie sądzi się o całej danej partji przedmiotów. Normy wyboru badanej ilości przedmiotów oparte są dotychczas na pewnem doświadczeniu w brakowaniu przedmiotów podobnych. Jednak może się trafić, że partja przyjęta w ten sposób jako *dobra,* okazuje się w praktyce nienadającą się do użytku, to znaczy, że mogą zdarzyć się przedmioty z wadami, które pociągnęłyby za sobą odrzucenie całej partji.

Inż. Dumas, jako pierwszy stara się odnaleźć zależność przepisów odbioru od teorji prawdopodobieństwa, aby oprzeć je nie na przyjętych na „chybił trafił" zasadach, lecz na matematycznej podstawie i ocenić porównawczo istniejące metody odbioru. Na zasadzie wyprowadzonych wzorów i wniosków należałoby zrewidować istniejące warunki odbiorcze. Liczne doświadczenia autora potwierdziły jego wywody teoretyczne.

Cel rozprawy. Jeżeli chcemy upewnić się o jakości pewnej partji jednakowych przedmiotów (celem odbioru ich lub tylko oględzin), poddajemy badaniu, mającemu za zadanie wykryć ewentualne wady, albo wszystkie przedmioty danej partji indywidualnie, lub tylko

---

*) Pg. M. Dumas — Mémorial de l'Artillerie Française 1925.

pewną ich ilość. Oczywiście, że jedynie przegląd indywidualny wszystkich omawianych przedmiotów da wynik niewątpliwy (pewność), jednak w praktyce nie zawsze jest to możliwe, bo mogą zajść wypadki, że przedmioty niszczą się od badania, lub jest ich bardzo dużo i badanie wszystkich zajęłoby zbyt wiele czasu. Wtedy bada się pewną część wybranych dowolnie przedmiotów, co jednak nie gwarantuje w zupełności, że dana partja cała odpowie tym samym warunkom; takie badanie daje właściwie dość ogólnikowe pojęcie o całości, i mogą zajść wypadki całkiem fałszywej oceny partji. Pojęcie oceny całej partji na podstawie zbadania pewnej ilości przedmiotów jakoby identycznych — jest treścią niniejszej rozprawy, jako też wskazówki, mające na celu uczynić warunki odbiorcze dokładniejszemi przy badaniu wszelkiego rodzaju przedmiotów.

Rozważania teoretyczne.

Wzory algebraiczne. Nazwijmy ilość przedmiotów w partji N; pierwszemu badaniu podlega p przedmiotów wybranych z partji dowolnie; w razie potrzeby poddaje się ponownemu badaniu q przedmiotów z tej samej partji (próba powtórna). Przypuśćmy, że w całej partji znajduje się N' przedmiotów, podlegających zabrakowaniu (w razie odbioru indywidualnego). Stosunek $N'/N = a$ wskazuje na część przedmiotów niezdatnych. Partja zostaje odrzuconą, jeżeli $a \geq b$; gdzie b jest pewną liczbą większą od zera.

Ilość wszelkich możliwych zespołów po p przedmiotów wybieranych do prób równa się ilości kombinacyj z N elementów po p, czyli:

$$C_N^p = \frac{N(N-1)\ldots\ldots(N-p+1)}{1 \cdot 2 \cdot 3 \ldots\ldots p};$$

każdy z tych zespołów jest jednakowo prawdopodobny do otrzymania.

Wśród tej ilości zespołów znajduje się ilość $C_{N-N'}^p$, złożona z samych przedmiotów dobrych, a w ilości zespołów $C_{N-N'}^{p-n} \cdot C_{N'}^n$, znajduje się n samych niezdatnych, z warunkiem, że $n \leqslant N'$.

Prawdopodobieństwo zatem zdarzenia, że przy takich badaniach n przedmiotów okaże się nie do przyjęcia równa się:

$$C_{N-N'}^{p-n} \cdot C_{N'}^n : C_N^p \, .$$

Celem uproszczenia dalszych wzorów przypuszczamy, że wybór przedmiotów odbywa się tak, jak gdyby te N przedmiotów umieszczone były w pewnej skrzyni i wyciągałoby się z niej pojedyncze sztuki, a wyjęty przedmiot po specjalnem zacechowaniu wkładałoby się z powrotem do skrzyni, a nie odkładało się na bok. Chociaż ta hipoteza nie odpowiada rzeczywistości, bo jakiś przedmiot możnaby wtedy wyjmować kilkakrotnie, czego przy wyborze do prób nie bywa, jednak daje ona wyniki dość zbliżone, o ile p jest małe w porównaniu z N (co bywa często) i prowadzi do wzorów uproszczonych, bo wtedy ogólny wzór

$$C_m^r = \frac{m(m-1)\ldots\ldots(m-r+1)}{1 \cdot 2 \cdot 3 \ldots\ldots r}$$

zamieni się na stosunek $\frac{m^r}{1 \cdot 2 \cdot 3 \ldots . r}$, a stąd prawdopodobieństwo, że n przedmiotów okaże się niezdatnemi będzie miało wyrażenie uproszczone:

$$\frac{p(p-1)\ldots\ldots\ldots(p-n+1)}{1 \cdot 2 \cdot 3 \ldots\ldots\ldots n} a^n (1-a)^{p-n}.$$

W razie gdy $n = 0$, prawdopodobieństwo równa się $(1-a)^p$; w razie, gdy $n = p$, — prawdopodobieństwo równa się a^p. (Zamiast wartości N i N' w uproszczone wzory powyższe wchodzi ich stosunek a).

Przechodzimy do rozważania 3-ch *różnych metod odbioru*, zwracając uwagę na to, aby warunki odbioru ustalić takie, iżby, o ile to możliwe, wykluczyć prawdopodobieństwo odbioru partji niezdatnej.

Metoda odbioru A. „Jeżeli z pośród p przedmiotów, wybranych do prób okaże się choć jeden niezdatny, cała partja podlega odrzuceniu ;w przeciwnym razie partja zostaje przyjęta".

Jeżeli stosunek N' — ilości przedmiotów niezdatnych do ilości N wszystkich równa się x, to wobec warunku $n = 0$, prawdopodobieństwo przyjęcia partji będzie równe $(1-x)^p$, a prawdopodobieństwo odrzucenia wyniesie $1-(1-x)^p$ i rośnie ono ze wzrostem x, aż dojdzie do $x = b$; mamy zatem prawdopodobieństwo równe co najmniej $1-(1-b)^p$, że przy stosowaniu tej metody niezdatna partja zostanie odrzucona.

Metoda odbioru B. „Jeżeli z pośród p wybranych przedmiotów okaże się ponad n niezdatnych, to cała partja podlega odrzuceniu, w przeciwnym razie partja zostaje przyjęta".

Jest to wypadek ogólniejszy od poprzedniego; wtedy można dowieść, że mamy prawdopod. co najmniej równe:

$$1-\left[(1-b)^p+p/1b\,(1-b)^{p-1}+\ldots+\frac{p\,(p-1)\ldots(p-n+1)}{1\cdot2\cdot3\ldots\ldots n}b^n\,(1-b)^{p-n}\right],$$

że partja zostanie odrzucona jako niezdatna. (Wyraz w nawiasach łamanych maleje przy wzroście b).

Metoda odbioru C. „Jeżeli z pośród p wybranych przedmiotów okaże się więcej niż 1 przedmiot niezdatny — to partję odrzuca się; jeżeli jednak niezdatnym będzie tylko 1 przedmiot, to bierze się do powtórnego badania q przedmiotów; jeżeli przy tej ponownej próbie okaże się choćby jeden przedmiot niezdatnym, to cała partja podlega zabrakowaniu. W innych wypadkach partja zostaje przyjętą".

Prawdopod. otrzymania jednego tylko przedmiotu niezdatnego z pośród p badanych równa się $px\,(1-x)^{p-1}$.

Prawdopod. nieotrzymania żadnego złego z pośród q badanych równa się $(1-x)^q$.

Prawdopod. otrzymania kolejno obu poprzednich zdarzeń równa się iloczynowi ich prawdopodobieństw, czyli:
$px\,(1-x)^{p+q-1}$, jest to prawdop. przyjęcia partji.

Prawdopod., że pośród p przedmiotów nie będzie wcale złych równa się $(1-x)^p$.

Prawdopod. odrzucenia niezdatnej partji równa się (jako zdarzenie przeciwne):

$$1-[(1-x)^p+px\,(1-x)^{p+q-1}];$$

oznaczmy tę wielkość przez $1-\varphi$, wtedy

$$\frac{d\varphi}{dx}=-p\,(1-x)^{p-1}\,[1-(1-x)^q]-p\,(p+q-1)\,x\,(1-x)^{p+q-2}.$$

Jeżeli $0<x<1$, powyższa pochodna jest zawsze wartością ujemną, to oznacza, iż ze wzrostem x prawdopodob. rośnie, aż dojdzie do $x=b$, i wtedy mamy je równe co najmniej:

$$1-[(1-b)^p+pb\,(-b)^{p+q-1}],$$

że partja niezdatna będzie odrzucona.

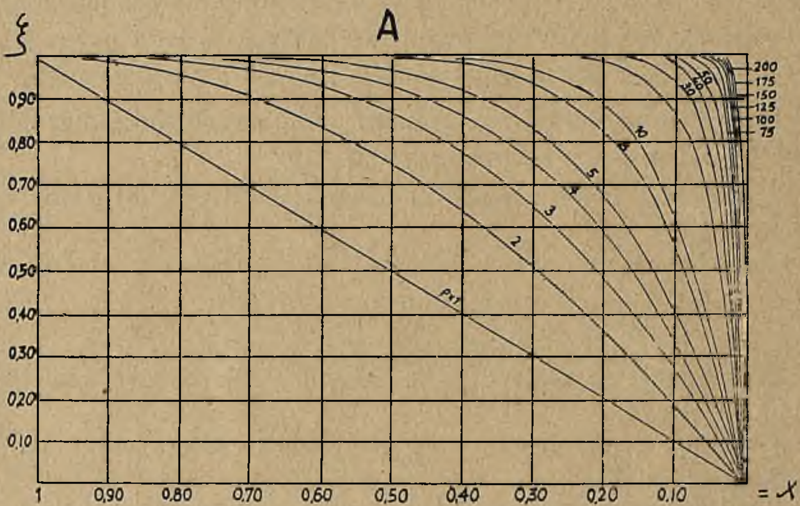
Może zachodzić jeszcze ogólniejszy sposób odbioru taki, że powtórna próba odbywa się dopiero wtedy, gdy przy pierwszej próbie okaże się niezdatnych pewna określona ilość, lecz tę metodę pomijamy.

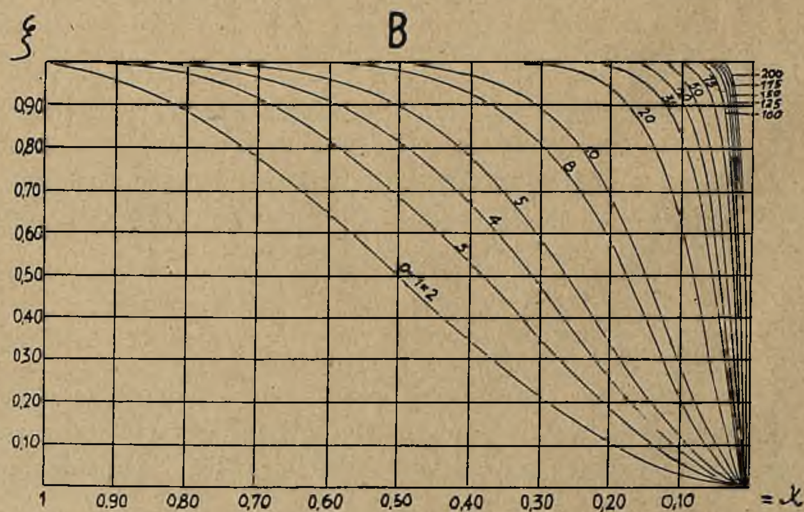
Wykresy funkcyj wykładniczych. Powyższe 3 wzory (3 metody) można uzmysłowić wykreślnie: na odciętych odkłada się wartości x (procent braków w partji), na rzędnych — prawdopod. odrzucenia ξ przy badaniu p przedmiotów: otrzyma się rój krzywych o różnych $p = \text{const}$.

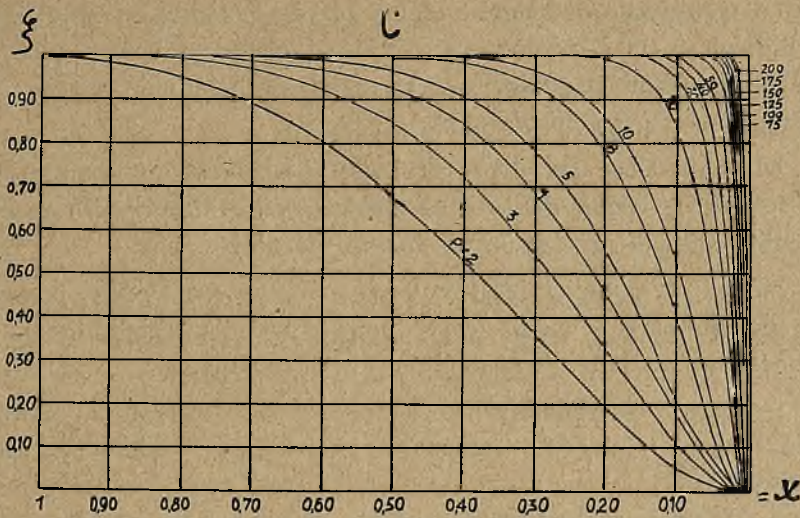
Wykres A odpowiada metodzie A, czyli funkcjom: $A = 1 - [1-x]^p$.
„ *B* „ „ *B*, dla $n = 1$, czyli:

$$\xi_B = 1 - [(1-x)^p + px(1-x)^{p-1}] = 1 - (1-x)^{p-1}[1 + (p-1)x].$$

Dla dogodniejszych obliczeń, wartości $(p-1)$ każdej krzywej są równe wartościom p na wykresie A.







Wykres C odpowiada metodzie *C*, dla $q = p + 1$.

$$\xi_C = 1 - [(1-x)^p + px(1-x)^{2p}] = 1 - (1-x)^p [1 + px(1-x)^p].$$

Wszystkie krzywe powyższe przechodzą przez punkty: $x = 0$; $\xi = 0$, oraz $x = 1$, $\xi = 1$, gdzie mają styczne równoległe do osi odciętych, z wyjątkiem ξ_A w punkcie $x' = 0$.

Określenie minimalnego prawdopodobieństwa zabrakowania partji przy różnych metodach odbioru oparte zostało powyżej na matematycznej teorji prawdopodobieństwa. Lecz opierając się na wynikach doświadczeń odbiorczych, nie możemy określić odsetka przedmiotów niezdatnych w partji. Postarajmy się znaleźć związek między temi pojęciami.

Przypuśćmy, że badając pewną partję jakąś metodą, mamy minim. prawdopod. 95%, że partja, o ile jest niezdatną, zostanie zabrakowaną; lecz, logicznie rozumując, nie możemy stąd wnioskować, gdy partja próby wytrzyma, że istnieje ponad 5 szans na 100, że jest ona niezdatna; natomiast zmuszeni jesteśmy uznać, że istnieje co najmniej 95 szans na 100, że jest ona dobra. Jednak, jak zobaczymy na przykładzie, wnioskowanie takie jest niebezpieczne: jeżeli zbadamy *bardzo dużo partyj niezdatnych*, to niezależnie od metod odbioru (chyba tylko w wypadku niezdatności prawie w 100%), znajdą się jednak partje zakwalifikowane do przyjęcia (w b. drobnej coprawda ilości stosunkowej). Jest to na pierwszy rzut oka paradoks, lecz tak

bywa w praktyce, albowiem badania nie mogą bez prób indywidualnych dowieść 100% zdolności całej partji, chociaż takowa wytrzymała próby; natomiast zdolne są one zabrakować jedynie pewną część (minimalną) partyj niezdatnych.

Dla uniknięcia tych spornych kwestyj rozpatrzymy poniżej jedynie sprawę *prawdopodobieństwa zabrakowania niezdatnych partyj*. Wrócimy jednak jeszcze do tej sprawy później.

Można też popełnić błąd inny przy zastosowaniu *próby ponawianej*. Przypuśćmy bowiem, żeśmy pewną partję przyjęli, to znaczy, że spełniła ona jeden z następujących warunków:

1. Wśród p zbadanych przedmiotów nie okazało się żadnego niezdatnego, — (co daje minimalne prawdopod. α odrzucenia partji niezdatnej).

2. Wśród $(p+q)$ zbadanych przedmiotów okazał się jeden tylko niezdatny, przyczem trafił się on pomiędzy pierwszemi p sztukami (min. prawdopod. odrzucenia partji niezdatnej jest równe β). Chociaż każda przyjęta partja wytrzymuje jedną tylko z powyższych prób, jednak prawdopod. odrzucenia partji przy uskutecznianiu próby głównej i dodatkowej będzie równe $(\alpha+\beta-1)$, co jest mniejsze od α.

O korzystnych warunkach odbioru. Z powyższych rozważań wynika logiczna konieczność określenia, jakich metod odbioru należy się trzymać, aby uzyskać daną zgóry wartość prawdopod. α odrzucenia partji niezdatnej. Okoliczność ta zależy od dopuszczalnego ułamka b przedmiotów niezdatnych. Jednak nawet przy określonych zgóry α i b otrzymać można szereg różnych rozwiązań; bo gdy weźmiemy metodę A, wtedy należy określić ilość p wybranych z partji przedmiotów z równania:

$$\alpha = 1-(1-b)^p$$

lub z wykresu. Jeżeli zastosować metodę B, to przyjmujemy dowolnie wartość p lub n i określamy drugą wartość z równania:

$$\alpha = 1-\left[(1-b)^p + pb(1-b)^{p-1} + \ldots + \frac{p(p-1)\ldots(p-n+1)}{n!} b^n (1-b)^{p-n}\right].$$

Wreszcie w razie użycia metody C, przyjmując dowolnie p lub q, określa się drugą wartość z równania:

$$\alpha = 1-[(1-b)^p + pb(1-b)^{p+q-1}] = 1-(1-b)^p[1+pb(1-b)^{q-1}].$$

Chodzi o zbadanie, które z powyższych rozwiązań jest najkorzystniejsze.

Niezależnie od przyjętej metody odbioru każda partja, zawierająca w sobie pewną ilość przedmiotów niezdatnych, posiada prawdopod. > 0, że może być zabrakowaną, nawet gdy jest ogólnie zdatną. *Metoda odbioru będzie tem korzystniejszą, im mniejsze będzie prawdopodob. odrzucenia partji* (przy zachowaniu stosunku x do b) przy ilości niezdatnych przedmiotów $x < b$ (partja dobra) oraz im większe będzie prawdopod. odrzucenia partji złej. Porównanie metod odbywa się przez nałożenie wykresów A i B na siebie: krzywe A i B przecinają się w punkcie (a, b), lecz od punktu 0 do punktu przecięcia $\xi_B > \xi_A$, poza tem aż do $x = 1$, — odwrotnie. A więc metoda B jest korzystniejszą.

Porównania metody C z A i B nie można przeprowadzić na wykresach, gdyż rój krzywych ξ_C odnosi się tylko do specjalnego wypadku: $q = p + 1$. Badanie to należy wykonać na drodze analitycznej:

Weźmy 2 krzywe ξ_C ze spółczynnikiem $p_1 q_1$ oraz $p_2 q_2$, obie one mają punkt wspólny (α, b) i nie przecinają się nigdzie pomiędzy (α, b) i $(0, 0)$ obie one są styczne do osi odciętych przy $x = 0$. Korzystniejsza jest ta krzywa, dla której styczna przy małych wartościach x najmniej zbliża się do osi odciętych, t. j. której druga pochodna przy $x = 0$ ma wartość najmniejszą:

$$\xi_C = 1 - (1 - x)^p - px(1 - x)^{p+q-1}$$

$$\frac{d\xi}{dx} = p(1 - x)^{p-1} + p(p + q - 1)\,x(1 - x)^{p+q-2} - p(1 - x)^{p+q-1}.$$

$$\frac{d^2\xi}{dx^2} = -p(p - 1)(1 - x)^{p-2} + 2p(p + q - 1)(1 - x)^{p+q-2} -$$

$$- p(p + q - 1)(p + q - 2)\,x(1 - x).$$

dla $x = 0$;

$$\frac{d^2\xi}{dx^2} = p(p + 2q - 1) = z,$$

$$dz = (2p + 2q - 1)\,dp + 2p\,.\,dq = 0,$$

z drugiej strony:

$$d\alpha = 0 = dp\,\{-(1-b)^p[1 + pb(1-b)^{q-1}]\,.\lg(1-b) - (1-b)^p.b(1-b)^{q-1}\} +$$

$$+ dq\,[-(1 - b)^q\,pb(1 - b)^{q-1}\lg(1 - b].$$

czyli:

$$0 = (1-b)^p [\{[1 + pb(1-b)^{q-1}] \lg(1-b) + b(1-b)^{q-1}\} dp +$$
$$+ pb(1-b)^{q-1} . \lg(1-b)\, dq].$$

Stąd po przeróbkach wynika:

$$2 \lg(1-b) + b(1-b)^{q-1} [z - (2q-1) \lg(1-b)] = 0.$$

Wyrażenie to nie zawiera wcale p (!).

Ponieważ nie zależy nam na *dokładnem* rozwiązaniu powyższego równania względem q, bo liczba q i tak musi być całą liczbą, można rozłożyć pierwsze wyrazy w szereg względem potęg b i starać się usunąć spółczynniki pierwszych wyrazów szeregu (b zwykle jest wielkością małą). A zatem będzie:

$$0 = b^3 [-1/6 + q - q^2] + 1/6\, b^4 [-2 + 3q - 15q^2 + 4q^3] + b^5 [\ldots\ldots] \ldots\ldots$$

2 pierwiastki znajdziemy, przyrównując do zera spółczynnik przy b^3, leżą one między 0 a 1, a mianowicie:

dla $q = 0,\ {}^1/_2,\ 1,\ 2 \ldots\ldots$

spółcz. $= -1/6,\ +1/12,\ -13\ 6 \ldots\ldots\ldots$

Spółczynnik zaś przy b^4 zanika między 3 a 4; osiąga maksimum ujemne między 1 a 2:

dla $q = 0,\ 1,\ 2,\ 3,\ 4,\ \ldots\ldots\ldots\ldots$

spółcz. $= -2/6,\ -10/6,\ -24/6,\ -20/6,\ +26/6 - \ldots\ldots\ldots$

Z powyższego wynika, że aby możliwie zmniejszyć oba spółcz. jednocześnie, należy wybrać $q = 0$, to znaczy, że niezależnie od wartości b (w każdym razie małej), dla $q = 0$ otrzymuje się najmniejszą wartość dla:

$$2 \lg(1-b) + b(1-b)^{q-1} [z - (2q-1) \lg(1-b)],$$

a zatem i dla: $\dfrac{d^2 \xi}{dx^2}$.

A więc najdogodniejsze warunki odbioru przy metodzie C są te, przy których $q = 0$ (lecz jedynie dla b znacznie mniejszych od 1), lecz wtedy *otrzymuje się metodę B, która z wszystkich 3-ch okazuje się najkorzystniejsza:*

Otrzymujemy wtedy następujące prawidło:

„Jeżeli chcemy posiadać taką metodę odbioru, aby otrzymać prawdopodobieństwo α odrzucenia partyj niezdatnych, t. j. takich, w których znajduje się ułamek b przedmiotów niezdatnych, a przy wybo-

rze p przedmiotów jeden tylko może być odrzuconym, nie należy dokonywać próby powtórnej; wartość zaś p jako funkcję b i α określa się z równania:

$$\alpha = 1 - (1 - b)^{p-1} [1 + (p - 1) b]".$$

Uważamy przytem, że warunki odbioru nie zależą od wielkości partji.

Teorja prawdopod. nie ma tu zastosowania do potwierdzenia warunku procentowego wyboru przedmiotów z partji; większa ich ilość daje oczywiście większą moralną pewność oceny przyjętej partji, która powinna być tak wielka, aby przedmioty w niej były możliwie identycznie wykonane.

Jeżeli chodziłoby o to, aby ilość prób była najmniejszą, to temu warunkowi najwięcej odpowiada metoda *A* lub *C*.

Znaczenie badań — przykłady liczbowe.

Przyjmijmy prawdopod. 95% jako dostatecznie zadawalające. Wtedy zapomocą powyższych wykresów określamy przy przecięciu poziomej linji $\alpha = 95\%$ z krzywą dla p — odsetek niezdatnych przedmiotów powodujących zabrakowanie partji, a więc np. dla $p = 10$ (badamy 10 sztuk) — partja musi posiadać 26% odrzuconych, aby była zabrakowana (metoda *A*) lub 39% (metoda *B*).

Jeżeli wyjdziemy np. z warunku, aby $b = 0{,}01$, to $\alpha = 0{,}95$, gdy zbadamy 237 sztuk z partji metodą *A*. Wobec tego należy zbadać, czy istnieje jaka inna logiczna metoda, pozwalająca na zmniejszenie ilości badań, przy zachowaniu wartości α i b.

Sztuka odgadywania. Sprawą tą zajmował się gen. Estienne (Revue d'Artillerie VII.1903), badał on, *jaką pewność mamy, że przyjęta partja jest dobra* (powyżej rozpatrywaliśmy prawdopod. zabrakowania partyj niezdatnych — co nie jest jedno i to samo). Estienne wprowadza pewien parametr *M*, zwany *„cechą fabryczną"*, w granicach od 0 do 1, zależnie od zaufania, jakie posiada się dla wyrobów danej firmy, na podstawie wszystkich poprzednich dostaw z tej firmy; dzięki temu można ilość badań znacznie zmniejszyć. Wykresy metody *A* i *B* tutaj zamieszczone, odnoszą się do wzorów Estienne, gdy $M = 0$. Metody Estienne stosować jednak nie można w razie stawania do licytacji kilku dostawców, aby uprzywilejować jednych wobec drugich, dając im inne warunki do spełnienia.

Wszystkie poprzednie obliczenia czynione były po przyjęciu hipotezy, że przedmioty brane do prób z powrotem powracają do zestawu partji. Zbadajmy wpływ tej hipotezy na otrzymane wnioski:

Otóż prawdopod. ω, że przy wyborze p przedmiotów jeden z nich oznaczony zgóry będzie wyjęty ze skrzyni kilka razy równa się jedności mniej prawdopod., że przedmiot wcale nie będzie wyjęty i mniej prawdopod., że będzie wyjęty jeden tylko raz, czyli, że:

$$\omega = 1 - \frac{(N-1)^p}{N^p} - p\,\frac{(N-1)^{p-1}}{N^p} = 1 - \left(1 - \frac{1}{N}\right)^{p-1}\left(1 + \frac{p-1}{N}\right).$$

$$\omega < 1 - \left(1 + \frac{p-1}{N}\right)\left[1 - \frac{p-1}{N} + \frac{(p-1)(p-2)}{1\cdot 2}\,\frac{1}{N^2} - \frac{(p-1)(p-2)(p-3)}{1\cdot 2\cdot 3}\,\frac{1}{N^3}\right] =$$

$$= \frac{p(p-1)}{2N^2} - \frac{p(p-1)(p-2)}{3N^3} + \frac{(p-1)^2(p-2)(p-3)}{6N^4} = \omega_1 .$$

Prawdopod., że przy wyborze p przedmiotów, któryś z nich (dowolny) wyjęty będzie kilka razy nie przewyższa $N\omega$. A zatem, gdy wyraz $N\omega$ lub raczej $N\omega_1 = \frac{p(p-1)}{2N}$ (w pierwszem przybliżeniu) *będzie b. mały*, istotne prawdopod., odrzucenia złych partyj będzie b. zbliżone do prawdopod., otrzymanego na podstawie przyjętej uproszczonej hipotezy. Lecz wyraz $\frac{p(p-1)}{2N}$ może otrzymać w praktyce wartość dość dużą, nawet > 1, jeżeli duża ilość przedmiotów zostanie wybraną po kilka razy.

Weźmy przykład:

$p =$	5	10	100
$N = 100$	0,10	0,45	50,0
$N = 250$	0,04	0,18	20,0
$N = 1000$	0,01	0,045	5

Wartości te mogą budzić wątpliwości co do przyjętych wzorów uproszczonych (na podstawie uproszczonej hipotezy). Zbadajmy tę okoliczność bliżej na przykładzie liczbowym, stosując wzory dokładne oraz dla porównań wzory uproszczone (p. tabela I str. 929).

Z czego wynika, że zgodność wzorów przybliżonych z dokładnemi jest znacznie lepsza, niżby się zdawało ze wzoru $\frac{p(p-1)}{2N}$.

Wracamy teraz do sprawy poruszonej poprzednio: czy można odpowiedzieć na pytanie, ile znajduje się w zbadanej i uważanej za dobrą partji—przedmiotów niezdatnych, to znaczy: jakie

TABELA I. Prawdopod. przyjęcia złej partji w zależności od wielkości partji.

Metoda	Wzory dokładne	Wzory przybliżone	N	$p = 5$		$p = 10$		$p = 100$	
				$b=0{,}02$	$b=0{,}05$	$b=0{,}02$	$b=0{,}05$	$b=0{,}02$	$b=0{,}05$
A	$\frac{(N-N_1)(N-N_1-1)\ldots\ldots(N-N_1-p+1)}{N(N-1)\ldots\ldots(N-p+1)} = \gamma$	$(1-b)^p$	100	0,902	0,7695	0,8092	0,5837	—	—
			240	—	0,772	—	0,5925	—	—
			250	0,903	—	0,814	—	—	—
			1000	0,9034	0,7733	0,8163	0,5974	0,1190	0,0045
			—	0,904	0,7737	0,8172	0,5987	0,1327	0,0059
B przy $n = 1$	$\gamma\left(1 + p\frac{N_1}{N - N_1 - p + 1}\right)$	$(1-b)^p\left(1 + \frac{pb}{1-b}\right)$	100	0,998	0,981	0,9908	0,9230	—	—
			240	—	0,9788	—	0,9173	—	—
			250	0,9968	—	0,9865	—	—	—
			1000	0,996	0,9775	0,9842	0,9148	0,3891	0,0307
			—	0,996	0,9775	0,9840	0,9140	0,4032	0,0370
C przy $q=p+1$	$\gamma\left(1 + \frac{pN_1(N-N_1-p)}{(N-N_1-p+1)\ (N-p)}\right)$	$(1-b)^p\,[1+pb\,(1-b)^p]$	100	0,9867	0,9236	0,953	0,7708	—	—
			240	—	0,9235	—	0,7749	—	—
			250	0,9858	—	0,9515	—	—	—
			1000	0,9853	0,9233	0,9508	0,7774	0,1505	0,0046
			—	0,9857	0,9234	0,9508	0,7779	0,1680	0,0061

jest prawdopod. wartości tego odsetka, a w razie gdy prawdop. partji jest 0,50, jaką wartość stosunkową ma ów odsetek, oraz jakie są granice wartości odsetka, jednakowo odległe od środka, kiedy prawdopod. partji jest γ. Uważamy za partje dobre te, które mają prawdopod. 95%, że są dobre. Przypuśćmy, że te odsetki w różnych partjach mogą przyjmować wartości od 0 do 1 i te wszystkie wartości są jednakowo prawdopodobne. Niech będzie ξ, jako funkcja b— prawdopodobieństwem dla dowolnej wartości b, że partja odpowie stawianym wymaganiom (próbom)—ξ równa się jedności mniej prawdopodob. zabrakowania danej partji, zawierającej b% przedmiotów niezdatnych.

Prawdopod. wartość tego odsetka określa się wzorem:

$$C = \frac{\int_0^C \xi(b)\, db}{\int_0^1 \xi(b)\, db} = 0{,}50.$$

Graniczne wartości będą:

$$d_1 = \frac{\int_0^{d_1} \xi(b)\, db}{\int_0^1 \xi(b)\, db} = \frac{1-\gamma}{2}; \qquad d_2 = \frac{\int_0^{d_2} \xi(b)\, db}{\int_0^1 \xi(b)\, db} = \frac{1+\gamma}{2}.$$

Wyjaśnimy powstanie powyższych wzorów na pewnej analogji:

Odstęp wartości b od 0 do 1 rozdzielmy na równe elementarne odcinki δb.

Włóżmy do urny N kulek białych i czarnych, wśród nich niech będzie $\frac{1}{\delta} b$ zespołów po $N . \delta b$ kulek. Każdy z tych zespołów odpowiada pewnemu odcinkowi, a więc np. $(b, b + \delta b)$ i posiada $\xi—N . \delta b$ białych kulek na $(1—\xi) N \delta b$ czarnych. Wyciągnięcie kulki z urny — jest analogiczne do poddania partji próbom, przyczem wyjęcie białej kulki oznacza przyjęcie partji (partja próbom odpowiedziała), wyjęcie czarnej—odrzucenie partji. Cała ilość kulek białych w urnie równa się:

$$\sum_{b=0}^{b=1} \xi N \delta b$$

Przechodząc na granice przy $b = db$ (nieskończenie małe), otrzyma się wzory powyższe.

Dla przykładu weźmy metodę A, gdzie nasze $\xi = (1—b)^p$.

Po podstawieniu do powyższych wzorów otrzymamy:

$$(1-c)^{p+1}=0{,}50; \quad \text{oraz} \quad (1-d_1)^{p+1}=\frac{1+\gamma}{2}; \quad (1-d_2)^{p+1}=\frac{1-\gamma}{2}.$$

Lecz tylko wtedy wzory te są odpowiednie, gdy różne wartości b są jednakowo prawdopodobne, czego w praktyce nie bywa, bo nie można przypuścić, aby były jednakowo prawdopodobne partje całkiem dobre ($b=0$) i partje całkiem niezdatne ($b=1$).

Zmienne prawdopodob. napotkania partji z ilością $b\%$ przedmiotów niezdatnych należy rozpatrywać jako $\varphi(b)$, wtedy ξ należy zastąpić przez $\xi \cdot \varphi(b)$.

Odpowiada to analogicznie (przy wyciąganiu kulek z urny) dla odcinka $(b, b+\delta b)$ nie ilości stałej kulek w zespole $N\delta b$ niezależnej od odcinka, lecz ilości kulek proporcjonalnej prawdopodobieństwu istnienia partji, dla której odsetek braków mieści się między b a $(b+\delta b)$.

Lecz $\varphi(b)$ nie może być znaną funkcją. W razie odbioru partji przedmiotów, których wykonanie jest należyte, funkcja typu $(1-b)^r$, gdzie r jest wielkością dodatnią i dużą, — reprezentuje udatnie przebieg funkcji istotnej; r jest tu parametrem, charakteryzującym prostotę i łatwość wyrobu przedmiotów (im większa łatwość, tem r większe).

Rozwiązanie więc dokładne, np. zagadnienie, jakie jest prawdop. aby partja przyjęta posiadała ilość przedmiotów niezdatnych w % mniejszym od określonej wielkości, może być dokonane tylko wtedy, gdy znana byłaby funkcja $\varphi(b)$ prawdopodobieństwa spotkania lepszej lub gorszej partji.

Stwierdzenie doświadczeniami powyższych wywodów.

Dajmy na to, że posiadamy urnę, zawierającą przedmioty 2-ch rodzai w pewnym znanym nam stosunku; wyjmujemy pokolei po jednym przedmiocie i zanotowujemy porządek pojawiania się przedmiotów, — możemy wtedy zbadać grupy wyjmowanych przedmiotów i określić, ile grup odpowiada stawianym pewnym warunkom, np. aby kolejno wyjęte 4 przedmioty należały do jednego rodzaju.

Jeżeli ilość badanych grup jest dostatecznie duża, zanotowany porządek będzie bliski do teoretycznie obliczonego na podstawie rachunku prawdopod.

Celem sprawdzenia w ten sposób metod odbioru (partja zostaje uznana za dobrą, jeżeli zawiera najwyżej pewne maksimum przed-

miotów niezdatnych), wystarcza, aby przedmioty w urnie były 2-ch rodzai w stosunku określonym warunkami odbioru.

Jednak autor wykonał doświadczenie ogólniejszego charakteru, celem otrzymania empirycznych danych dla wielu innych zagadnień teorji prawdopodobieństwa.

Do urny wrzucono 5 seryj żetonów: A, B, C, D, E, po 100 sztuk znaczonych od 1 do 100. „Urna" miała kształt niewysokiego pudełka z dnem kwadratowem, które obracało się stale wokół osi poziomej, przechodzącej przez środek dna; pręt osiowy był napełniany z jednego końca, a z drugiego opróżniany i o takiej średnicy, aby się zmieściła w nim ręka; ten przyrząd zapewniał dobre pomieszanie żetonów i automatyczne ich podawanie. Po wyjęciu żetonu, notowano jego serję i numer i z powrotem wrzucano do pudełka. Doświadczenie odbyło się 6000 razy. Wyniki umieszczono w tabeli (p. Memorial d'Artillerie Fran. tom IV, str. 421); dają one możność sprawdzenia praw teorji prawdopodobieństwa.

Przykłady: Teoretyczne prawdopod. otrzymania żetonu każdej serji wynosi 6000 : 5 = 1200; w istocie dla 5-ciu różnych seryj otrzymano liczby od 1162 do 1239, co potwierdza prawo z dostateczną dokładnością.

Dla sprawdzenia uproszczonych wzorów, wyprowadzonych dla 3-ch metod odbioru, przyjmijmy pod uwagę żetony serji *C*, jako zabrakowane, czyli licząc w partji dozwolone do 20% przedmiotów niezdatnych.

Tabele II i III podają liczby teoretyczne i otrzymane praktyczne, przy porównaniu wyników 3-ch metod:

Metoda A. Prawdopod. przyjęcie złej partji, mającej 20% braków, w razie badania 4 przedmiotów w partji, analogiczne jest do otrzymanej ilości grup po 4 żetony, w których nie powinno być żetonów serji *C*.

Tutaj $b = 20\%$. Teoretycznie to prawdopod. jest równe

$$(1 - b)^p = (1 - 0{,}2)^4 = 0{,}4096.$$

Metoda B. $b = 20\%$, $n = 1$; $p = 11$; prawdopod. teoretyczne $(1 - b)^p + p\,b\,(1 - b)^{p-1} = 0{,}3221$. Odpowiada to ilości grup po 11 żetonów, w których może być najwyżej 1 żeton grupy *C*.

Metoda C. $b = 20\%$; $p = 4$; $q = 5$. Prawdopod. teoretyczne: $pb\,(1 - b)^{q+p-1} = 0{,}1342$.

TABELA II. (Wyciąg).

Nr. kolejny ciągnienia	Ilość żetonów serji*)					Ilość grup przy metodzie		
	A.	B.	C.	D.	E.	A.	B.	C.
1—200	38	38	43	38	43	82	58	25
201—400	45	43	39	34	39	81	64	31
401—600	44	42	42	37	35	80	56	15
....								
....								
5801—6000	46	38	47	33	36	65	38	20

*) Ilość żetonów każdej serji według teorji prawdopod. powinna wynosić po 40 sztuk.

Ilość grup przy metodzie *A* wg. teorji powinna wynosić 81,9
„ „ „ „ *B* „ „ „ „ 64,4
„ „ „ „ *C* „ „ „ „ 26,8

TABELA III.

Zestawienie porównawcze wyników teoretycznych i doświadczalnych.

N-ry ciągnięć	Ilość żetonów serji						Ilość grup przy metodzie					
							A.		B.		C	
	A.	B.	C.	D.	E.	teoret.	dośw.	obl.	dośw.	obl.	dośw.	obl.
1—1000	204	189	207	186	214	200	395	409,6	287	322,1	120	134,2
1001—2000	183	203	186	236	192	200	441	409,6	335	322,1	136	134,2
2001—3000	217	169	220	215	179	200	379	409,6	262	322,1	118	134,2
3001—4000	218	180	187	201	214	200	431	409,6	353	322,1	158	134,2
4001—5000	191	214	201	197	197	200	397	409,6	326	322,1	142	134,2
5001—6000 *)	187	207	216	204	186	200	370	408,0	297	319,0	126	133,0
1—6000	1200	1162	1217	1239	1182	1200	2413	2456	1860	1930	800	804

*) Dla metody *A* całkowita ilość ciągnień wynosi 5996; dla *B* — 5989; dla *C* — 5991.

Tabela III wskazuje na dużą zgodność teorji z praktyką.

TABELA IV. Średnich uchyleń.

	Ilość żetonów serji C	Ilość grup przy metodzie:		
		A.	B.	C.
Dla grup po 200 żetonów . .	5	10,4	15,9	14,6
Dla grup po 1000 „ . . .	11,7	30,0	33,0	35,0

Stosunek liczb obu wierszy równa się w przybliżeniu $\sqrt{\frac{1000}{200}} =$ $= 2{,}24$ co potwierdza prawo Bernoulli „wielkich liczb“

Zajmijmy się jeszcze dokładnością zagadnienia, dotyczącego „prawdopodobieństwa przyczyn“, t. j. bierzemy jeden wiersz z tabeli II lub III i na podstawie tych wyników chcemy określić odsetek serji *C* w urnie, czyli *b*. Rozwiązanie może odbyć się 4-ma sposobami: 1) Bierzemy ilość wyciągniętych żetonów *C* i mnożymy ją przez 1/200; 2)—4) We wzorach na prawdopod. przyjęcia złej partji wstawiamy wartość $\alpha/200$ z odpowiedniej kolumny ilości grup i obliczamy stąd *b*.

Celem porównania dokładności tych metod obliczono tabelę V, przyjmując wartości różniące się od teoretycznej na wielkość uchylenia średniego w jedną i drugą stronę, dla serji z 1000 żetonów.

TABELA V. Prawdopod. przyczyn.

	Zetony serji C.		Grupy przyjęte według metody: A.		B.		C.	
Wartość prawdopod. . .	200		410		322		544*)	
b = .		0,200		0,200		0,200		0,200
Wartość prawdop.+uchylenie średnie . . .	212		440		355		579	
b = .		0,212		0,185		0,189		0,187
Wartość prawdop.—uchylenie średnie . . .	188		380		289		509	
b = .		0,188		0,215		0,211		0,213

*) Liczby te dotyczą prób głównych i powtórnych.

Z tabeli V wynika, że te 4 sposoby są mniej więcej jednakowo dokładne.

Wnioski: Na podstawie wybranej metody odbioru można obliczyć minimalne prawdopodobieństwo zabrakowania partji niezdatnej. Prawdopod. to zależy od metody badań, od granicy dozwolonej ilości braków w partji, od ilości dokonanych prób, lecz nie zależy od wielkości partji.

Jeżeli odbywa się jedna próba(bez ponawiania), to jest ona korzystną przy dopuszczeniu jednego niezdatnego przedmiotu, bo daje

duże prawdopodobieństwo zabrakowania partji złej, a przyjęcia dobrej.

Gdy partja wytrzymała próbę, niema po co doszukiwać się prawdopod. czy jest ona złą, — bo musielibyśmy stosować bez doświadczenia hipotezę niepewną o prawdopod. określenie w partji odsetka przedmiotów niezdatnych. Na podstawie doświadczeń, powtórzonych 6000 razy, stwierdzono zgodność dostateczną pomiędzy teoretycznemi obliczeniami prawdopod. odrzucenia partji złej (przy stosowaniu powyższych 3-ch metod), a istotnie otrzymanemi wynikami.

W każdym razie należałoby przejrzeć warunki odbiorcze na wszelkie przedmioty wyrobu masowego, opierając się na ścisłem stosowaniu zasad *4-ch głównych twierdzeń teorji* prawdopodobieństwa.

531.576 + 623.544

Kpt. inż. HANKA WACŁAW.

ŹRÓDŁA BŁĘDÓW W APARACIE LE BOULENGÉ.

Wstęp.

W Przeglądzie Artyleryjskim Nr. 10 i 11/12 z 1925 roku umieszczony jest artykuł mjr. Tupaja i kpt. inż. Wierciaka p. t. „Mierzenie szybkości pocisków broni palnej".

W artykule tym szczegółowo opisany jest jeden z najczęściej używanych przyrządów do pomiarów szybkości pocisków, t. j. aparat le Boulengé, oraz w krótkich zarysach podane jest stosowanie do badań szybkości pocisków pewnych znanych wzorów z teorji błędów.

Uważając ze swej strony, że jest rzeczą doniosłej wagi znajomość wszystkich ważniejszych nieuniknionych błędów, występujących podczas mierzenia szybkości pocisków, a które mają swe źródła w samym aparacie i w sposobie jego użycia, opracowałem niniejszy artykuł, jako uzupełnienie artykułu wymienionych wyżej autorów.

Zaznaczam również, że znajomość błędów, które mają swe źródła w użytym do pomiarów przyrządzie, daje obserwatorowi cenne wskazówki, jak należy stosować dany przyrząd i jak trzeba z nim obchodzić się, aby dokładność pomiaru była jak największa.

Celem głębszego zrozumienia i przypomnienia, opisana jest w § 1-ym i 2-im zasada pomiaru szybkości pocisków czasomierzem le Boulengé; szczegółowy opis tego przyrządu znajduje się we wspomnianym wyżej artykule mjr. Tupaja i kpt. inż. Wierciaka.

Z powodu braku w słownictwie polskiem wielu nazw i określeń, dotyczących niektórych części składowych aparatu le Boulengé, na-

potykałem, pisząc ten artykuł, na pewne trudności. Uważając jednak, że lepiej jest stosować nazwy już przyjęte, chociażby nie były one w zupełności odpowiednie i logiczne, stosowałem je z wyjątkiem niektórych tylko nazw. W każdym takim wypadku obok wprowadzonej nowej nazwy, podana została nazwa, stosowana obecnie.

§ 1. Pomiar szybkości pocisków czasomierzem.

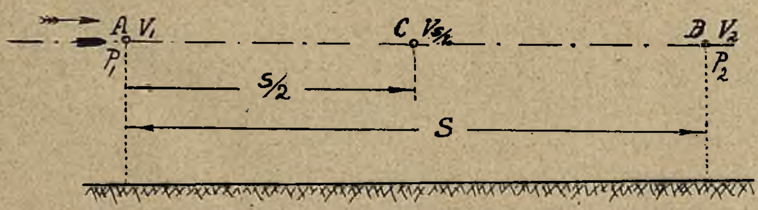
Jedną z ważniejszych balistycznych własności pocisków jest szybkość początkowa, t. j. szybkość lotu pocisku tuż przy wylocie lufy, jako też szybkość w dowolnych punktach toru, gdyż od tych wielkości zależy cały szereg innych własności balistycznych, jak: ruch pocisku, jego donośność, celność, skuteczność w chwili uderzenia, przebijalność i t. d.

Poza tem szybkość początkowa pocisków nietylko uzmysławia sprawność amunicji, lecz służy do oceny sprawności użytego materjału miotającego (prochu), broni i stopnia zużycia jej lufy.

Do pomiarów szybkości pocisków posiadamy aparaty mierzące wprost szybkość pocisku w pewnym punkcie toru, tak zw. szybkomierze i aparaty mierzące pośrednio, t. zw. czasomierze, przy pomocy których mierzy się czas lotu pocisku t w sekundach, na pewnej określonej drodze s metrów. Po zmierzeniu czasu t, z łatwością otrzymujemy z wzoru na szybkość ruchu jednostajnego średnią szybkość pocisku na drodze s, równającą się:

$$v_{s/2} = \frac{s}{t}; \quad \dots\dots\dots\dots \quad (1)$$

t. j. w przybliżeniu szybkość w odległości s/2 od wylotu lufy, względnie od punktu początkowego drogi s. (rys. 1).



Rys. 1.

Jest to szybkość *przybliżona*, gdyż w rzeczywistości pocisk między punktem A i B zakreśla linję krzywą z szybkością zmienną (malejącą) z powodu działania opóźnienia spowodowanego przez ośrodek.

Przyjmując jednak odległość punktów $AB = s$ jako stosunkowo małą, możemy w przybliżeniu przyjąć drogę pocisku jako linję prostą i uważać szybkość na tej drodze jako jednostajnie malejącą od v_1 do v_2. Wtedy średnia szybkość w drodze s wyniesie:

$$v_{śr} = \frac{v_1 + v_2}{2} = \frac{s}{t}.$$

Z praw ruchu jednostajnie opóźnionego wynika, że byłaby to szybkość jaką pocisk posiadałby po upływie czasu $t/2$; ponieważ jednak różnica szybkości $v_1 - v_2$ w danym wypadku jest mała, więc w przybliżeniu możemy uważać, że jest to szybkość pocisku w punkcie C odległym o $s/2$ od punktu A i dlatego oznaczamy ją wskaźnikiem $s/2$, t. j. $v_{s/2}$ (w rzeczywistości punkt C, w którym pocisk posiada tę szybkość, znajduje się w większej odległości aniżeli $s/2$ od punktu A).

Wobec powyższego, możemy nazwać otrzymaną w powyższy sposób szybkość, szybkością aparatową pocisku, a to celem odróżnienia jej od prawdziwej szybkości pocisku.

§ 2. Zasada działania czasomierza le Boulengé-Bréger [1]).

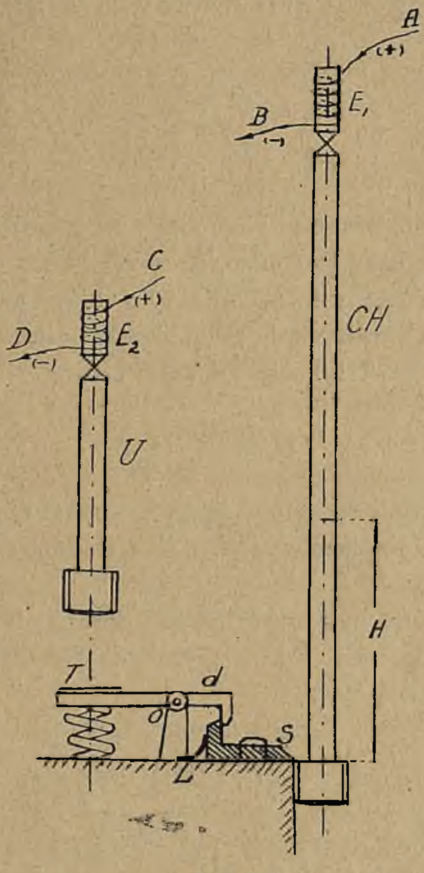
Schemat tego czasomierza widzimy na rys. 2.

Elektromagnesy E_1 i E_2 zasilane prądem elektrycznym z baterji, swoją siłą elektromagnetyczną utrzymują w stanie wiszącym ciężarek CH, tak zwany chronograf (chronometr) i ciężarek U służący do uruchomienia dźwigni d przyrządu cechującego (mechanizmu spustowego), t. j. przyrządu wybijającego ostry znak na spadającym chronografie CH. Po przerwaniu kontaktu obwodu prądu elektromagnesu E_1, spowodowanego przerwaniem obwodu elektrycznego AB przy wylocie lufy działa lub karabinu, pociskiem wylatującym, za pośrednictwem t. zw. przerywacza, siła magnetyczna elektromagnesu E_1 znika, a chronograf CH zaczyna swobodnie spadać. W momencie zaś przerwania kontaktu w obwodzie prądu elektromagnesu E_2 spowodowanego również przerwaniem obwodu elektrycznego CD lecącym pociskiem, w miejscu odległem np. $s = 50$ m od wylotu lufy, ciężarek uruchomiający (opadnik) U, spadając swobodnie na talerz T, swoim ciężarem obraca dźwignię d dookoła osi 0, — ta zas

---

[1]) Le Boulengé, kapitan armji belgijskiej, był wynalazcą tego czasomierza w roku 1864, zaś Bréger, kapitan armji francuskiej, udoskonalił ten czasomierz.

oswobadza ostro zakończony suwak *S*, który pod wpływem siły sprężyny spustowej *L*, uderza w spadający chronograf, wybijając na nim ostry znak.



Rys. 2.

Odległość otrzymanego w ten sposób znaku, od znaku stałego chronografu znajdującego się naprzeciw ostrza suwaka *S*, gdy chronograf znajduje się w stanie wiszącym, nazywamy wysokością *H* spadania chronografu w czasie

$$T = t + t_1 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (2)$$

gdzie t jest czasem lotu pocisku w drodze s znajdującej się między przerywaczami obwodów elektrycznych *AB* i *CD*, zaś t_1 jest czasem od chwili swobodnego spadania ciężarka U_1 aż do momentu wybicia znaku na chronografie *CH* przez ostrze *S*; — czas ten nazwijmy czasem oderwania (disjunkcji).

By otrzymać czas lotu pocisku t, z wz. 2, musimy znać całkowity czas spadania T chronografu i czas oderwania (disjunkcji) t_1.

Z wzoru $H = \frac{1}{2} g . T^2$ (gdzie $g = 9{,}81$ m/sek^2) na wysokość swobodnego spadania ciał pod wpływem siły ciężkości, otrzymamy:

$$T = \sqrt{\frac{2 . H}{g}} \quad . . . . (3)$$

$$\text{lub } t + t_1 = \sqrt{\frac{2 . H}{g}} \quad . . . . (4)$$

Czas oderwania t_1 znajdziemy z wz. 4, podstawiając $t = 0$, t. j. przyjmując, że czas lotu pocisku wynosi zero, co uczynić możemy przerywając równocześnie kontakty obu obwodów prądu AB i CD zapomocą odpowiedniego wyłącznika elektrycznego (disjoncteur). (Patrz Przegl. Artyl. Nr. 10/25, rys. 6).

Więc
$$t_1 = \sqrt{\frac{2 . h}{g}} \quad . . . . (5)$$

gdzie h jest wysokością spadania chronografu od chwili równoczesnego przerwania obu kontaktów prądu AB i CD, aż do momentu wybicia znaku na nim.

Czasomierz można tak wyregulować przez ustawianie na takiej wysokości elektromagnesu E_2 by wysokość spadania chronografu $h = 110{,}37$ mm; wtedy z wz. 5:

$$t = \sqrt{\frac{2 . 110{,}37}{9810}} = 0{,}15 \text{ sek.};$$

jest to przyjęty stały czas oderwania (disjunkcji) dla czasomierza le Boulengé, według którego należy przed użyciem czasomierz ten wyregulować.

Znając już czas T i t_1, otrzymamy z wz. 3 i 5:

$$t = T - t_1 = \sqrt{\frac{2 . H}{g}} - \sqrt{\frac{2 . h}{g}} \quad . . . . . . (6)$$

lub

$$t = \sqrt{\frac{2 . H}{g}} - 0{,}15 \text{ sek.} \quad . . . . (7)^{*)}$$

Mając dany czas lotu pocisku t_1 według wzoru 1-go otrzymamy

*) Gdy wysokość H spadania chronografu CH mierzymy w milimetrach, to przyśpieszenie ziemskie g podajemy w mm/sek^2 (więc $g = 9810$ mm/sek^2).

szybkość początkową pocisku $v_{s/2} = \frac{s}{t}$ t. j. szybkość w odległości $^1/_2$ s. od wylotu lufy.

Mierząc aparatem le Boulengé czas lotu pocisku, przyjmujemy zazwyczaj $s = 50$ m i otrzymujemy wtedy szybkość pocisku v_{25}, t. j. w odległości 25 m od wylotu lufy karabinu lub działa.

Przy pomiarach większej szybkości przyjmuje się $s = 100$, 150 i 200 m, a odpowiednie szybkości będą: v_{50}, v_{75} i v_{100}.

Powyższa zasada obliczania szybkości lotu pocisków, służy do ułożenia odpowiedniej tablicy szybkości pocisków.

W praktyce po odpowiedniem wyregulowaniu aparatu i sprawdzeniu dokładności jego działania wykonywuje się pomiar, następnie odczytuje się nonjuszem linji mierniczej wysokość H otrzymaną na chronografie (p. Przegl. Art. Nr. 10/25, rys. 16 i 16a) i pomijając wyżej podane obliczenia wprost z tablicy szybkości pocisków otrzymujemy mierzoną szybkość.

Tablice szybkości pocisków są wykonane dla kilku przyjętych wielkości drogi s (rozstawienia przerywacza prądu), lecz nie jest jednak to konieczne, gdyż — znając np. szybkość v_{25} — możemy łatwo z proporcji $v_{25} : v_{s/2} = 50 : s$ obliczyć szybkość pocisku przy innej wielkości drogi s, wzdłuż której mierzymy czas lotu pocisku, przy stałym czasie oderwania.

§ 3. Błędy przy użyciu aparatu le Boulengé.

Paragraf ten obejmuje teoretyczną analizę nieuniknionych błędów popełnianych podczas pomiarów aparatem le Boulengé.

Nadmienię, że większa część niżej opisanych błędów dotyczy również i innych rodzajów czasomierzy, nieobjętych niniejszym artykułem.

Wielkości tych błędów, jak się potem okaże, są zależne od konstrukcji aparatu, stopnia wyregulowania, zmontowania i sposobu jego użycia.

1. Zależność błędów od dokładnego zmierzenia długości.

Jednym z większych wpływów dokładności pomiarowej dla aparatu le Boulengé jest stopień dokładnego odmierzenia wybitych znaków na chronografie, H i h, i odległości s, rozstawienia przerywaczy prądu.

a) Przez niedokładne zmierzenie odległości spadania chronografu, t. j. H i h, otrzymujemy błędy w wynikach badanego czasu lotu pocisku wzdłuż drogi s, względnie jego szybkości.

Celem znalezienia zależności tych błędów, oznaczmy błąd popełniony przy pomiarze H przez ΔH, przy pomiarze h przez Δh; zaś odpowiednie błędy dla czasu t przez Δt, a dla szybkości v oznaczamy przez Δv.

Przy dalszem rozumowaniu przyjmujemy, że h jest dokładnie zmierzone i wynosi 110,37 mm, tej zaś wysokości odpowiada stały czas oderwania $t_1 = 0{,}15$ sek. Wobec tego założenia $\Delta h = 0{,}0$ mm. Gdyby błąd Δh wynosił nawet pewną małą wielkość różną od zera, to nie wpłynęłoby to na odchylenia poszczególnych mierzeń, tylko na wynik badania w stosunku do rzeczywistej badanej szybkości, ponieważ będzie to błąd systematyczny, t. j. taki, który przy każdem mierzeniu powtarzać się będzie jako stała wielkość.

By znaleźć zależność błędów Δt względnie Δv od ΔH wychodzimy z wz. 4-go na wysokość spadania chronografu, a więc:

$H = (t + t_1)^2 \cdot {}^1/_2\, g$. Jeżeli H zmierzyliśmy nadmiarem lub niedomiarem o ΔH, wtedy:

$H + \Delta H = (t + \Delta t + t_1)^2 \cdot {}^1/_2\, g$, gdzie Δt oznacza odpowiedni błąd czasu t, zależny od ΔH. Z zależności powyższej otrzymamy:

$H + \Delta H = (t^2 + \Delta t^2 + t_1^2 + 2t \cdot \Delta t + 2tt_1 + 2t_1\, \Delta t) \cdot {}^1/_2\, g$ i

$H = (t^2 + 2tt_1 + t_1^2) \cdot {}^1/_2\, g$ po odjęciu otrzymamy:

$\Delta H = (\Delta t^2 + 2t\, \Delta t + 2t_1\, \Delta t) \cdot {}^1/_2\, g$

Ponieważ Δt jest bardzo małą wielkością, więc Δt^2 będzie tak małą wielkością w stosunku do powyższego wielomianu, że wyraz ten można zaniedbać. Wtedy:

$$\Delta H = (t + t_1) \cdot g\, \Delta t \quad \ldots\ldots\ldots \quad (8)$$

jest to zależność dokładności szukanego czasu od stopnia dokładności odmierzenia wysokości spadania chronografu.

Ze wzoru tego możemy wyrugować t i Δt wprowadzając do obliczenia wz. I : $t = \frac{s}{v}$, z którego po uwzględnieniu popełnionych błędów otrzymujemy:

$$t + \Delta t = \frac{s}{v + \Delta v}$$

po odjęciu mamy:

$$\Delta t = \frac{s}{v+\Delta v} - \frac{s}{v} = -s \cdot \left(\frac{1}{v} - \frac{1}{v+\Delta v}\right) = -s\,\frac{\Delta v}{v^2 + v\,.\,\Delta v}.$$

Wielkość $v\,.\,\Delta v$ w stosunku do v^2 jest tak mała, że prawie bez błędu możemy napisać:

$$\Delta t = -s\,.\,\frac{\Delta v}{v^2} \qquad (9)$$

Jest to zależność błędu szybkości od popełnionego błędu pomiaru czasu.

Podstawiając ten wzór dla Δt i $t = \frac{s}{v}$, z wzoru 8 otrzymamy:

$$\Delta H = -s\,.\,g\left(\frac{s}{v} + t_1\right).\frac{\Delta v}{v^2}, \text{ stąd}$$

$$\Delta v = \frac{-v^2}{s\,.\,g\left(\frac{s}{v} + t_1\right)}\,.\,\Delta H \qquad (10)\,^{*})$$

Jest to zależność dokładności pomiaru szybkości od dokładności zmierzenia H.

Z wzoru tego widzimy, że popełniony błąd Δv zależny jest tylko od wielkości błędu ΔH i badanej szybkości pocisku v.

Zależność tę słownie określić możemy następująco: *o ile popełniony błąd przy pomiarze H jest nadmiarem* (t. j. ΔH dodatnie), *to* Δv *będzie ujemne, czyli otrzymana szybkość będzie o wielkość* Δv *mniejsza od prawdziwej i naodwrót; im większy popełnimy błąd* $\pm \Delta H$ *przy pomiarze wysokości H, to większy otrzymamy błąd* $\mp \Delta v$ *dla szybkości.*

Największą przyczyną wpływającą na wielkość Δv *jest wielkość badanej szybkości v, pocisku.*

Zależność tę uwidacznia tabl. 1 zestawiona według wz. 10, w której podano dla różnych badanych szybkości pocisku, bezwzględne wartości błędu Δv, przy założeniu, że wysokość H zmierzono z dokładnością 0,1 mm., t. j. $\Delta H = \pm 0{,}1$ mm, gdyż na taką dokładność pozwala nam odczyt przy pomocy nonjusza linji mierniczej.

Z wz. 10 jak też i z tabl. 1, widzimy, że *regulatorem zmniejszenia*

---

*) Wz. 10 można szybkiem obliczeniem otrzymać przez zróżniczkowanie wzoru na wysokość spadania chronografu. We wzorze tym wszelkie długości należy podać w metrach, szybkość w m/sek, przyśpieszenie g w m/sek^2, czas w sek, wtedy Δv otrzymujemy w m/sek.

błędu Δv jest odległość s rozstawienia przerywaczy. Im s większe, tem wielkość błędu Δv zmniejsza się i to w dość znacznym stopniu.

Dlatego też kiedy zaszła potrzeba badania większej szybkości, został w nowszych czasach skonstruowany czasomierz Boulengé większego typu, do pomiaru większych okresów czasu.

TABLICA 1.

zestawiona w/g wz. 10, dla $t_1 = 0{,}15$ sek.

Typ: czasomierza le Boulengé	Odległość przerywaczy *s* w m	Badana szybkość *v* w *m/sek.*	Popełniony błąd Δv *m/sek.* dla $\Delta H = 0{,}1$ *mm* przy badanych szybkościach w *m/sek.*				
			200	300	600	900	1200
wz. 98	25	200—1000	0,07	0,18	0,80	1,90	—
typ mały	50	285—1200	—	0,06	0,33	0,80	1,53
	50	170—1200	0,02	0,06	0,33	0,8	1,53
wz. 0,6	100	340—1200	—	—	0,12	0,32	0,52
typ większy	150	600—1200	—	—	0,06	0,18	0,36
	200	650—1200	—	—	—	0,11	0,23

W niektórych rubrykach tabl. 1, nie podano wielkości błędu Δv, bądź ze względu na brak możności dokonania pomiaru, w odnośnych warunkach, bądź celem uniknięcia zbyt dużych błędów badanej szybkości.

Podobnie jak wielkość odległości *s* rozstawienia przerywaczy, wpływa również na zmniejszenie błędu szybkości Δv przyjęta wielkość czasu oderwania t_1.

Z tej to właśnie przyczyny przyjęto dla wszystkich aparatów le Boulengé czas oderwania równający się 0,15 sek., t. j. dość duży w stosunku do potrzebnego czasu na uruchomienie przyrządu cechującego. Czas ten jest przyjęty dla wszystkich aparatów jako stały, a to ze względu na ułożenie tablic prędkościowych i wynikających z tego dogodności.

O ile pożądanym byłby dokładniejszy pomiar szybkości, to nawet korzystniej jest zwiększyć czas oberwania t_1, aniżeli odległość przerywaczy *s*, gdyż powiększając *s*, popełniamy pewien błąd stosując do obliczeń wz. 1, na szybkość ruchu jednostajnego prostolinijnego, przyjmując ją jako średnią szybkość pocisku. W niektórych zaś

wypadkach (przy badaniu małej szybkości) zachodzi wprost niemożliwość powiększania rozstawienia s przerywaczy prądu.

Zwiększenie czasu oderwania t_1 przez podniesienie elektromagnesem E_2 w większym zakresie daje się uskutecznić dla czasomierza typu większego.

b) Drugą przyczyną wpływającą na dokładność pomiarową szybkości, jest dokładne wymierzenie odstępu s, przerywaczy prądu P_1 i P_2, umieszczonych w punktach A i B (p. rys. 1).

Zależność tę t. j. zależność popełnionego błędu $\Delta v'$ od niedokładności z mierzenia s o błąd, którego wielkość oznaczmy przez Δs otrzymamy, wychodząc z wzoru

$$v = \frac{s}{t},$$

stąd

$$v + \Delta v' = \frac{s + \Delta s}{t},$$

czyli

$$(v + \Delta v') \,.\, t = s + \Delta s;$$

z wzoru tego, podstawiając

$$t = \frac{s}{v},$$

otrzymamy:

$$(v + \Delta v') \,.\, \frac{s}{v} = s + \Delta s,$$

więc

$$s + \Delta v' \,.\, \frac{s}{v} = s + \Delta s$$

stąd otrzymamy szukaną poprawkę dla szybkości:

$$\Delta v' = \frac{\Delta s}{s} \,.\, v.$$

Zaś wzór ostateczny na badaną zależność będzie:

$$\Delta v' = \frac{-\Delta s}{s} \,.\, v. \quad \ldots\ldots\ldots \quad (11)$$

Dodanie znaku minus wynika z dyskusji wzoru $v = \frac{s}{t}$, gdzie przy wzroście s (t. j. Δs dodatnie), czas lotu t będzie większy, więc szybkość v zmaleje, t. j. $\Delta v'$ winno być ujemne i naodwrót.

Z wzoru tego widzimy, że błąd $\Delta v'$, *zależny jest w prostym stosunku od* $\frac{\Delta s}{s}$ *i badanej szybkości* v.

Przyjmując, że niedokładność w wymierzeniu np. odległości $s = 50$ m wynosi $\Delta s = 0,05$ m wtedy stosunek $\frac{\Delta s}{s} = \frac{0,05}{50} = 0,001$

Spółczynnik ten dla różnych odległości s przerywaczy, z małym błędem, uważać możemy jako stały, gdyż według wszelkiego prawdopodobieństwa ze wzrostem s zwiększa się w tym samym stosunku i błąd Δs t. j. błąd dokładności pomiaru tej długości. Wobec tego założenia błąd $\Delta v'$ zależnym jest tylko od wielkości badanej szybkości v.

Dokładność pomiaru według powyższego wynosi 0,1% np. dla $v = 800$ m/sek $\Delta v' = \pm 0,8$ m/sek.

O ile odległość s przerywaczy odmierzyliśmy taśmą stalową, to wtedy możemy być pewni, że prawdziwa odległość ta jest mniejsza, aniżeli odczytana z podziałki taśmy, co wynika z falistości terenu, na którym odległość s odmierzamy.

W danym wypadku błąd pomiaru byłby jednokierunkowy zwiększający każdorazowo mierzoną szybkość o wielkość stałą.

Gdybyśmy mieli pewność, że ta niedokładność w odmierzeniu s wynosi np. $\Delta s = 0,5$ m, to poprawka na zmierzoną szybkość wynosiłaby $\Delta v' = -0,8$ m/sek.

Wobec powyższego widzimy, że błąd $\Delta v'$ popełniony z powodu niedokładnego odmierzenia odległości przerywaczy s przy stałem ich ustawieniu, powtarza się każdorazowo tą samą wielkością, zatem nie wpływa zupełnie na rozsiew prędkości w serji pomiarów.

2. *Błędy zależne od przerywaczy.*

Podczas badania szybkości pocisków, względnie czasu ich lotu. popełnić możemy większe lub mniejsze błędy, zależne od konstrukcji użytych do pomiarów przerywaczy.

a) Przy użyciu w pierwszym obwodzie prądu przerywacza w postaci drucika miedzianego, umocowanego do lufy przy jej wylocie, wiemy, że wskutek odrzutu broni wraz z przerywaczem, odległość s wzrasta.

Wielkości tego wzrostu Δs dokładnie nie znamy, gdyż trudno uchwycić punkt, w którym tylna część pocisku opuszcza wylot lufy.

Popełniony przez to błąd będzie jednokierunkowy, wpływający tylko na zmniejszenie rzeczywistej szybkości v, przyjmując zaś, że Δs wywołany cofnięciem się broni jest prawie stały (przy stałem przymocowaniu broni np. do kozła), możemy powiedzieć, że błąd ten nie

ma prawie wpływu na odchylenia szybkości podczas przeprowadzonej serji badań jednej i tej samej partji amunicji.

Gdybyśmy znali wielkość Δs, to popełniony błąd możnaby obliczyć z wzoru 11, który również uwidacznia, że wielkość tego błędu Δv wzrasta ze wzrostem badanej szybkości i że przy większych przyjętych rozstawieniach przerywaczy maleje, więc i z tych względów korzystniej jest badać czas lotu pocisku wzdłuż większej drogi s.

b) Pociski nowszej konstrukcji, t. j. ostro zakończone mogą przerwać przerywacz, w postaci drucika, zamiast przednią częścią, swoją boczną częścią płaszcza.

Zjawisko to przy przerywaczu w pierwszym obwodzie prądu, wpłynęłoby na zmniejszenie czasu lotu względnie zwiększenie szybkości pocisku, przy drugim zaś obwodzie wpłynęłoby odwrotnie.

Aby uniknąć tego błędu, lepiej jest stosować przerywacz w postaci cienkich taśm miedzianych.

c) O ile przerywacz w postaci taśmy miedzianej znajduje się dość blisko wylotu lufy, to mogą zajść błędy z powodu jego wczesnego przerwania siłą gazów prochowych, wylatujących przed pociskiem, co zauważyć można przy pomocy zdjęcia fotograficznego.

Według wykonanych prób przez kpt. Bensberga wynika, że zjawisko przerwania taśmy następuje w chwili, kiedy pocisk znajduje się jeszcze w lufie na 15 do 18 cm przed jej wylotem.

Przy pomiarze np. 860 m/sek. powstałby przez to błąd, według wzoru 11, od 2,58 m/sek. do 3,496 m/sek. przy rozstawieniu przerywaczy $s = 50$ m, zaś przy rozstawieniu przerywaczy $s = 5$ m, błąd ten wzrósłby dziesięciokrotnie.

Widzimy z tego, że błąd ten wpływający na zmniejszenie badanej szybkości jest dość znaczny, dlatego też przed pomiarem należałoby wykonać odpowiednie próby ustawienia taśmy w pewnej odległości od wylotu lufy.

Według balistyki t. I, II Dr. C. Cranza, taśma miedziana szerokości od 2 do 2,5 mm i 0,1 mm grubości, ustawiona w odległości 5-ciu cm od wylotu lufy (przy użyciu karabinu nowszej konstrukcji) nie zostaje już przez gazy wylotowe przerwana. Dla orjentacji podaję, że według otrzymanych zdjęć fotograficznych w odległości około 20 cm od wylotu lufy, gazy zostają już wyprzedzone przez pocisk.

Z powyższego rozumowania widzimy, że byłby to błąd jednokierunkowy, który zmniejsza badaną rzeczywistą szybkość i którego

wielkość nieco zmienna nie miałaby do pewnego nieznacznego stopnia wpływu na odchylenia szybkości podczas serji badań.

d) Przy użyciu przerywacza w kształcie ramy z napiętemi drucikami miedzianemi, mogą zajść te same błędy, które dotyczyły przerywacza w postaci jednego drucika, t. j. pocisk może przerwać drucik ramy powierzchnią swego płaszcza lub przedwczesne przerwanie może nastąpić na skutek działania gazów wylotowych. Oprócz tego błędu, może zajść błąd z powodu pewnego zahamowania pocisku, wywołanego przeciwdziałaniem siły wytrzymałości napiętego drutu.

Zjawisko to w pierwszym obwodzie prądu, wpłynęłoby do pewnego stopnia na zwiększenie badanego czasu lotu pocisku, względnie na zmniejszenie badanej jego szybkości. Zwiększenie napięcia drucików i mała ich grubość jest wobec powyższego korzystne. Ze zmniejszeniem grubości drucików nie można posuwać się zbyt daleko, gdyż przez to zwiększa się opór elektryczny.

Wielkość wpływu oporu wytrzymałości drucików mało jest nam znana, wynik zaś doświadczeń (przy badaniu szybkości pocisków karabinowych wz. 88 (p. t. III Dr. Cranza) wykazał przy stosowaniu przerywaczy ramowych z różnemi grubościami napiętych drucików o średnicach 0,04, 0,25 i 0,2 mm, że odpowiednio badana szybkość zmalała o 0,66, 0,26 i 0,17 m/sek.

Wyniku tego nie można przyjąć za prawdziwy, wobec niemożliwości usunięcia innych nieuniknionych wpływów ujawniających się podczas badania.

Drugi nieuchwytny błąd powstaje przez niejednostajne wygięcia (minimalne) drucików napiętych w ramie, do momentu ich przerwania przez pocisk.

Przy stosowaniu ramy tylko w pierwszym obwodzie prądu, wygięcie to wpłynęłoby na zwiększenie badanej rzeczywistej szybkości pocisku, — przy zastosowaniu jej tylko w drugim obwodzie, wpłynęłoby na zmniejszenie tej szybkości, zaś przy zastosowaniu w obu obwodach przerywaczy ramowych, — powstały przez to błąd będzie prawie bez wpływu na przebieg badań, gdyż te błędy będą się nawzajem znosiły.

Oba wyżej podane wpływy w skutkach swych będą tem mniejsze, im szybkość pocisku będzie większa.

Według wykonanych prób podanych w balistyce dr. C. Cranza

T. III, dokładność przerywaczy ramowych ze względu na badany czas względnie szybkość, wynosi około 0,1%.

e) Przerywacz w postaci płyty ruchomej z kontaktami (p. Przegl. Art. Nr. 10/25 rys. 12), posiada źródło błędów spowodowanych opóźnieniem odchylenia się płyty, wskutek jej ciężaru, siły masowej i siły tarcia w punkcie zawieszenia.

Przy dokładnem nawet ustawieniu płyty, próby wykazały w porównaniu z przerywaczem ramowym, że powstały błąd zmniejszyć może rzeczywistą badaną szybkość o wielkość dochodzącą do 15-stu m/sek.

Poza tym błędem, może powstać jeszcze podczas pomiaru błąd zależny od miejsca, w którem pocisk uderza płytę i od konstrukcji pocisku. Według wyników prób, im pocisk ostrzej jest zakończony, tem błąd ten się zwiększa. By uniknąć błędu zależnego od miejsca uderzenia pocisku w płytę, należy przeprowadzać strzelanie tak, *by pociski trafiały w środek płyty, tych zaś strzałów, w których przypadkowo pocisk uderzył z boku płyty nie brać pod uwagę przy ostatecznych obliczeniach szybkości.*

Z całego szeregu prób w tym kierunku wykonanych w laboratorjach balistycznych w Niemczech przez por. Böhme, przy rozstawieniu przerywaczy $s = 50$ m ułożono wzór empiryczny dla błędu w postaci przyrostu czasu przelotu pocisku, który trafia płytę w jej środek, a mianowicie:

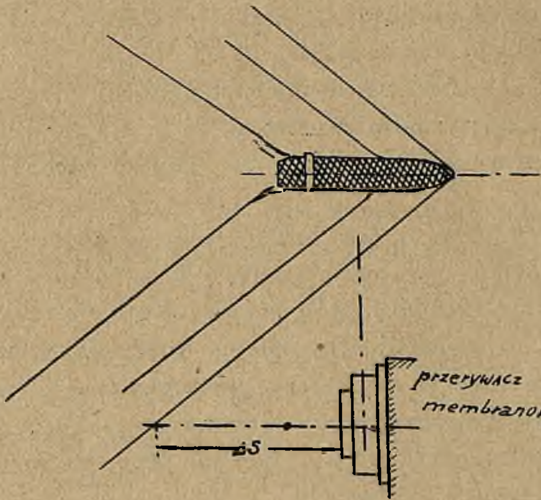
$$\Delta t = 0{,}002529\,\gamma + 0{,}0001169\,\gamma^2 \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \quad (12)$$

gdzie γ jest wielkością stosunku ciężaru płyty kontaktowej (w kg) do energji kinetycznej pocisku (w kgm) w chwili uderzenia. Z wzoru tego widzimy, że błąd ten Δt zmniejszyć możemy przez zmniejszenie ciężaru płyty, co jednak ze względu na wytrzymałość płyty i jej praktyczne wymiary uskutecznić możemy tylko do pewnych granic.

By błąd ten doprowadzić do minimum, zastosowano płytę stałą, gdzie rolę płyty ruchomej z kontaktami spełnia przyrząd z kontaktami o stosunkowo bardzo małej wadze. Na podstawie wyników wykonanych prób, różnica wyniku szybkości przy zastosowaniu tego przerywacza w porównaniu z przerywaczem w postaci płyty ruchomej z kontaktami, wynosi około 6 m/sek.

f) Przy stosowaniu przerywaczy membranowych, t. j. takich, które przerywają prąd pod wpływem uderzenia fali powietrza, powstaje błąd przez to, że w chwili, gdy pocisk znajduje się nad prze-

rywaczem, prąd elektryczny nie zostaje przerwany natychmiast, lecz dopiero po pewnym czasie Δt, gdy fala powietrza snująca się od głowy pocisku uderzy w przerywacz (p. rys. 3).



Rys. 3.

Opóźnianie to jest zmienne i tem większe, im dalej przerywacz oddalony jest od płaszczyzny strzału, względnie od pocisku i im kąt nachylenia fali do osi pocisku jest mniejszy, — czyli im szybkość pocisku jest większa.

Z powyższego wynika, że przy zastosowaniu przerywacza membranowego tylko w pierwszym obwodzie prądu, powstałe opóźnienie wpłynie na zwiększenie badanej szybkości pocisku, przy użyciu zaś tylko w drugim obwodzie na jej zmniejszenie, — natomiast przy użyciu w obu obwodach, t. j. na początku i końcu drogi *s*, błędy te oczywiście do pewnego stopnia zniosą się.

Aby w większym stopniu wyrugować te błędy, zaleca W. Wolff równoczesne zastosowanie dwóch par jednakowych przerywaczy membranowych i dwóch czasomierzy le Boulengé.

Jedną parę przerywaczy połączonych z jednym czasomierzem umieszcza się po jednej stronie, drugą parę połączoną z drugim czasomierzem — po drugiej stronie płaszczyzny strzału.

Średnia wielkość otrzymanych czasów przy pomocy pierwszego i drugiego czasomierza jest wynikiem prawie pozbawionym błędów, ujawniających się z powodu zmiennych odległości przerywaczów mem-

branowych od poruszającego się pocisku. Wykonywując w ten sposób pomiar według otrzymanych prób, otrzymuje się badaną szybkość z dokładnością około 0,1%, a więc z dokładnością odpowiadającą dokładności przerywaczy ramowych.

Przy zastosowaniu przerywacza membranowego w pierwszym obwodzie prądu (tuż u wylotu lufy), należy zwrócić uwagę, by przerwanie prądu nie było przedwcześnie spowodowane ciśnieniem gazów wylotowych wyprzedzających ruch pocisku.

Aby temu zapobiec, należy zmniejszyć czułość przerywacza membranowego i zaleca się od czasu do czasu sprawdzić zapomocą zdjęcia fotograficznego, czy wyżej opisane zjawisko nie występuje.

Wkońcu nadmienię, że powstały z tej przyczyny błąd, zależny jest do pewnego stopnia od zużycia lufy broni, ciśnienia gazów miotających, oraz — dla pocisków karabinowych od własności materjału płaszcza pocisku i jego wykonania — dla pocisków artyleryjskich — od wykonania i konstrukcji pierścienia wiodącego.

3. *Błędy natury elektromagnetycznej.*

W chwili przerwania prądu, za pośrednictwem jakiegokolwiek przerywacza przez poruszający się pocisk, powstają pewne opóźnienia w spadaniu chronografu i ciężarka czasomierza, spowodowane przeskoczeniem iskry elektrycznej w przerywaczach, dzięki czemu prąd przez krótki czas e_1 i e_2 istnieje jeszcze w obu obwodach prądu.

Przy tem założeniu prąd w pierwszym obwodzie zniknie dopiero po czasie e_1, jednak i w tym samym momencie nie następuje jeszcze wolne spadanie chronografu *CH*, tylko po pewnym czasie m_1; analogicznie ma się rzecz i z ciężarkiem *U*, który zaczyna spadać po czasie m_2 od chwili zupełnego zniknięcia prądu w drugim obwodzie.

Przyczyną tych zjawisk są zanikające elektromagnetyczne siły obu magnesów.

Poza tem powstają jeszcze błędy z powodu pozostałości magnetycznych w obu elektromagnesach, działających hamująco na ruch swobodnego spadania chronografu i ciężarka, oraz z powodu działania siły elektromagnesu E_2 na spadający chronograf, który to wpływ w dalszem rozumowaniu pomijamy.

Te elektryczne i magnetyczne wpływy działają tak, jak gdyby chronograf *CH* i ciężarek *U* nie rozpoczynały swego ruchu swobod-

nego spadania w chwili działania pocisku na odpowiedni przerywacz prądu, lecz dopiero po czasie $e_1 + m_1$ *i* $e_2 + m_2$.

Analogiczne opóźnienia występują również przy badaniu czasu oderwania $t_1 = 0{,}15$ sek., t. j. w chwili równoczesnego przerwania obu obwodów prądu przez wyłączniki (t. zw. disjoncteur). Opóźnienia te oznaczmy odpowiednio przez e_1', e_2', m_1', m_2'.

Jeżeli weźmiemy pod uwagę to opóźnienie, to czas lotu pocisku (wz. 6) zmieni się, jak następuje:

$$t = \sqrt{\frac{2H}{g}} - \sqrt{\frac{2h}{g}} + (e_1 - e_2) - (e_1' - e_2') + (m_1 - m_2) - (m_1' - m_2') \quad \ldots \ldots \ldots \quad (13)$$

lub

$$t = \sqrt{\frac{2H}{g}} - \sqrt{\frac{2h}{g}} + (e_1 - e_1') + (e_2' - e_2) + (m_1 - m_1') + (m_2' - m_2) \quad \ldots \ldots \ldots \quad (14)$$

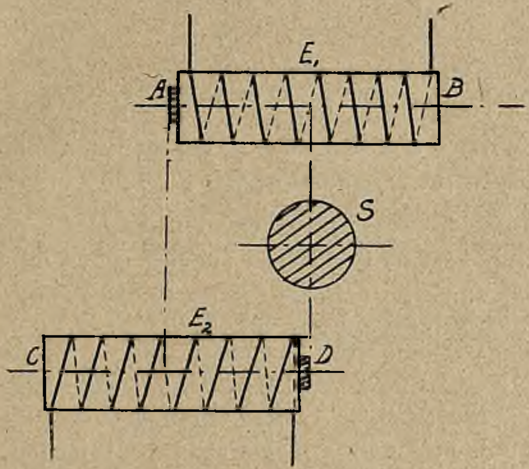
Ponieważ opóźnienie e_1 i e_1'; e_2 i e_2'; m_1 i m_1'; m_2 i m_2' pochodzą z tego samego źródła, więc są sobie prawie równe, dlatego też różnice tych opóźnień dochodzą do zera. Gdyby suma ich posiadała nawet pewną wielkość, to odnośny błąd w pomiarze okaże się tak mały w porównaniu z błędem spowodowanym przez niedokładność pomiaru wysokości spadania chronografu, — że można go zupełnie nie brać pod uwagę, co jest korzystne, gdyż błąd ten nie da się dokładnie zbadać i obliczyć.

Z wzoru 13 i 14 widzimy również, że dla zmniejszenia nieuniknionych błędów pomiarowych natury elektrycznej i magnetycznej, istnienie czasu oderwania t_1 jest bardzo korzystne.

B. Wurtzel, który przeprowadzał badania nad dokładnością aparatu le Boulengé, zaproponował zmianę jego konstrukcji, polegającą na odpowiedniem ustawieniu względem siebie elektromagnesów E_1 i E_2. celem zmniejszenia wpływu zanikającego magnetyzmu, zmniejszenia działania pozostałości magnetycznej i elektromagnesu E_2 na spadający chronograf *CH*.

Zmiana konstrukcji polega na ustawieniu na jednym słupie *S* na tej samej wysokości w położeniu poziomem obu elekromagnesów E_1 i E_2 (rys. 4), tak, aby biegun *A* znajdował się w tej samej odległości od biegunów *C* i *D* drugiego elektromagnesu, co również dotyczy położenia bieguna *D* względem *A* i *B*. Chronograf *CH* i ciężarek *U* są utrzymywane w położeniu wiszącem przez siły biegunów *A* i *D*.

Wpływ pozostałości magnetycznej w tej konstrukcji jest prawie usunięty, gdy elektromagnesy około słupa S obrócimy o 180 stopni, gdyż wtedy następuje zmiana funkcyj tych elektromagnesów.



Rys. 4.

Chronograf CH i ciężarek U winne być tak skonstruowane, aby rolę ich funkcyj również można było zmieniać.

4. *Błędy wskutek oporu powietrza.*

Opór powietrza działa hamująco na spadający chronograf CH i ciężarek U. Ponieważ chronograf spada dłużej od ciężarka, więc działanie oporu wpłynie na pewne zmniejszenie badanego czasu.

Błąd ten z pewną dokładnością jesteśmy w stanie obliczyć, stosując wzór *) na wysokość swobodnego spadania ciał w powietrzu.

Błąd ten spowodowany oporem powietrza jest jednokierunkowy, wpływający tylko na zmniejszenie badanego czasu, a więc na zwięk-

---

*)
$$H = \int \frac{v\,dv}{g - c\,f\,(v)}$$

gdzie v oznacza szybkość spadania chronografu, względnie ciężarka, g przyśpieszenie ziemskie 9,81 m/sek^2 zaś $c\,f\,(v)$ opóźnienie powstałe przez siłę oporu atmosfery. Według Newtona dla bardzo małych szybkości opóźnienie to wynosi:

$$c\,f\,(v) = \frac{0{,}08\,pv}{m}$$

gdzie p jest powierzchnią prostopadłego przekroju ciała do jego ruchu spadania w mtr^2, m masą tego ciała. Wzór ten na opóźnienie wskutek oporu powietrza jest ważny dla szybkości v nieprzekraczającej 5 m/sek.

szenie badanej szybkości. Błąd ten Δt zwiększa się przy badaniu dłuższego czasu lotu pocisku. Zależność Δv od Δt obliczyć możemy z wzoru

$$\Delta v = -\frac{v^2}{s} . \Delta t \quad \ldots\ldots\ldots\ldots \quad (15)$$

który jest przekształconym wzorem 9.

Dla przykładu podaję niżej wielkość błędu wskutek oporu powietrza otrzymanego z obliczenia, przy badaniu szybkości 1200 m/sek. przy rozstawieniu przerywaczy prądu $s = 200$ m.

Czas spadania chronografu przy tem badaniu, po uwzględnieniu czasu oderwania, wynosi 0,317 sek. Temu czasowi odpowiada w próżni wysokość spadania chronografu $H = 492{,}898$ mm, w powietrzu zaś wysokość ta wyniosłaby 492,816 mm.

Różnica tych wysokości, względnie popełniony błąd wynosi $\Delta h = 492{,}816 - 492{,}898 = -0{,}082$ mm.

Po uwzględnieniu oporu powietrza, działającego również hamująco na spadający ciężarek U, powstały błąd Δh zmniejszyłby się dość znacznie.

Z obliczenia tego widzimy, że Δh jest stosunkowo małą wielkością i leży w granicach dokładności pomiarowej wysokości spadania chronografu; biorąc zaś jeszcze pod uwagę, że obliczenie to przeprowadzaliśmy dla wypadku prawie najniekorzystniejszego, i ponieważ błąd ten nie wpływa również (jako stale się powtarzający z tą samą wielkością przy jednakowych pomiarach czasu) na odchylenie szybkości, możemy mały ten wpływ przy pomiarach zupełnie pominąć.

5. *Wpływy temperatury.*

Na dokładność pomiarów aparatem le Boulengé wpływa również do pewnego stopnia temperatura otoczenia i temperatura nagrzania któregokolwiek z elektromagnesów.

Różnica wyników w pomiarach, np. przy temperaturze +5°C i +30°C okazała się tak minimalną, że wpływ ten w stosunku do innych błędów czasomierza można pominąć.

Większą jednak zmianę dokładności badania otrzymano przy nagrzaniu tylko jednego z elektromagnesów.

Np. badając czas 0,16 sek. przy nagrzaniu elektromagnesu E_1 do temperatury 42°C, otrzymano maksymalną zmianę czasu wynoszącą 0,0005 sek. a prawdopodobny błąd poszczególnych pomiarów przy

tych próbach okazał się większy o 0,28% (według obliczeń i pomiarów por. Steinkopf-Hartiga).

Poza tem temperatura otoczenia wpływa również na dokładność odmierzenia wysokości H spadania chronografu, gdyż ze zmianą tej temperatury zmienia się i długość linji mierniczej, zapomocą której odmierza się odległość wybitych zamków na rurce cynkowej chronografu, t. j. wysokość H swobodnego spadania chronografu w czasie badanego zjawiska.

Znając zmianę długości linji mierniczej wskutek zmian temperatury, jesteśmy w możliwości obliczyć powstały z tej przyczyny błąd (systematyczny) i wprowadzić odpowiednią poprawkę do wyniku mierzenia.

Oznaczmy przez λ spółczynnik rozszerzalności dla metalu z którego wykonana jest linja miernicza, jej długość w temperaturze 15^0C. przez H_{15}, zaś w temperaturze t^0C przez H_t. Według znanych praw fizyki wydłużalność linjowa wyraża się funkcją:

$$\Delta H = H_{15} - H_t = \lambda\,(t - 15)\,H_t \quad \ldots\ldots \quad (16)$$

Obliczona z tego wzoru zmiana długości ΔH linji mierniczej będzie poprawką, którą należałoby dodać do otrzymanej wysokości spadania chronografu.

P r z y k ł a d:

Temperatura pomieszczenia, względnie linji mierniczej niech wynosi $t = 0^\circ$C.

Linja miernicza wykonana jest z mosiądzu o spółczynniku rozszerzalności $\lambda = 0{,}00002$.

Badając szybkość amunicji przy rozstawieniu przerywaczy $s = 50$ m otrzymaliśmy wysokość spadania chronografu $H_t = 212{,}4$ mm (tej wysokości odpowiada według tablicy szybkość $v_{25} = 861$ m/sek.).

Według wzoru 16-go poprawka na wysokość spadania równa się:

$$\Delta H = 0{,}00002\,(-15)\;212{,}4 = -0{,}064 \text{ mm.}$$

Błąd dla szybkości moglibyśmy obliczyć według wzoru 10.

Z powyższego przykładu widzimy, że błąd ten jest tak mały, że można go, poza wyjątkowemi wypadkami, przy pomiarach nie brać pod uwagę.

§ 4. Określenie dokładności aparatu le Boulengé.

Wszystkie powyżej wykazane błędy przy użyciu czasomierza wpływają odpowiednio w sumie na jego dokładność.

Celem otrzymania spółczynnika dokładności aparatu le Boulengé (bez przerywaczy prądu) należy kilkakrotnie z tym samym aparatem powtórzyć pomiar tej samej różnicy czasu, co uskuteczniamy, łącząc go z przyrządem odmierzającym stale ten sam okres czasu.

Do tego celu służy zegar wahadłowy (wahadło) Helmhotza-Wolffa lub inny zegar kontrolny (p. Przegl. Art. 11—12/25, rys. 17).

Po wykonaniu kolejnych n pomiarów (na podstawie rachunku prawdopodobieństwa, zazwyczaj $n = 10$), otrzymujemy z sumy poszczególnych wyników, podzielonej przez ilość pomiarów n, badany średni czas $t_{śr} = \frac{\Sigma t}{n}$, przyczem $\Sigma t = t_1 + t_2 \ldots + t_n$ otrzymanych wyników poszczególnych mierzeń.

Oznaczając różnicę między czasem średnim, a otrzymanym czasem z każdego poszczególnego pomiaru przez $\lambda = t_n - t_{śr}$ średnie (kwadratowe) odchylenie poszczególnych pomiarów otrzymamy z wzoru.

$$\mu = \pm \sqrt{\frac{\Sigma \lambda^2}{n-1}} \quad \ldots \ldots \ldots \quad (17)$$

gdzie $\Sigma\lambda^2 = \lambda_1^2 + \lambda^2_2 + \ldots + \lambda_n^2$

Średni ten błąd (odchylenie) poszczególnych mierzeń, według praw teorji błędów jest miarą dokładności czasomierza.

Chcąc zbadać dokładność aparatu le Boulengé wraz z przerywaczami, postępujemy jak wyżej, z tą tylko różnicą, że zamiast n razy powtarzanych badań tej samej różnicy czasu, mierzymy n razy tę samą szybkość. Aby przytem każdorazowo uzyskać, chociażby o ile możności w przybliżeniu, tę samą badaną szybkość, należy do badań używać naboje wzorcowe, o dokładnie znanych własnościach balistycznych. Nabojami wzorcowemi nazywamy takie, w których wszystkie wielkości jak: wymiary, objętość i ciężar poszczególnych części składowych i gotowych naboi są prawie identyczne; dotyczy to w szczególności ciężaru, gęstości i jakości ładunku prochowego, gdyż ładunek prochowy wywiera największy wpływ na wielkość, a w szczególności na jednostajność szybkości.

Użyta do tych pomiarów broń, winna być precyzyjnie wykonana, a w szczególności dokładnie wypróbowana.

Przy jednoczesnem badaniu 2-ch lub więcej czasomierzy, otrzymane wyniki są przeważnie względem siebie bardzo zbliżone, sporadyczne zaś błędy jednego z poszczególnych aparatów pojawiają się bardzo rzadko.

§ 5. Końcowe wnioski, dotyczące dokładności czasomierza le Boulengé.

Wszystkie niekorzystne skutki poprzednio omówionych wpływów na dokładność pomiarów możemy ująć w trzy rodzaje błędów poszczególnych badań, a mianowicie: odchylenia stałe w jednym znanym lub nieznanym kierunku (t. j. które zwiększają lub zmniejszają badaną szybkość), odchylenia zmienne w jednym znanym lub nieznanym kierunku i odchylenia zmienne w obu kierunkach nieznanych.

Z ilości przytoczonych w niniejszym paragrafie wpływów natury mechanicznej, elektrycznomagnetycznej i termicznej, widzimy, że czasomierz ten nie jest zupełnie idealnym przyrządem balistycznym.

Jak już na wstępie tego paragrafu zaznaczyłem, stopień jego dokładności zależy od konstrukcji, zmontowania, wyregulowania i sposobu użycia.

W wyniku przeprowadzonych rozważań, aby wymienione błędy doprowadzić do minimum, podaję niektóre charakterystyczne dane, wpływające korzystnie na dokładność aparatu le Boulengé i na dokładność wykonywanych pomiarów.

a) Dane konstrukcyjne.

Chronograf *CH* i ciężarek *U* powinny posiadać jednakowy i odpowiednio dobrany ciężar oraz kształt.

Ostrze przyrządu cechującego powinno być tak skonstruowane, aby wybity znak na chronografie był jak najwyraźniejszy, t. j. ostry i czysty, lecz nie za głęboki. Sprężyna ostrza i jego masa powinny być takie, aby o ile możności zupełnie była usunięta siła masowa ostrza podczas jego uderzenia w chronograf i aby sprężyna ta posiadała odpowiednią wytrzymałość i trwałość pod względem niezmienności swej siły. Najlepiej nadaje się sprężyna płaska w postaci sztabki stalowej.

Oba elektromagnesy powinny być jednakowe pod względem wielkości, kształtu, ilości zwojów i materjału.

Rdzeń ich wykonywać należy z bardzo dobrego gatunku miękkiego żelaza.

Przewody elektryczne powinny posiadać jak najmniejszy opór, jak najkrótszą długość, bez niepotrzebnych zagięć i ozdobnych zwinięć, kontakty zaś winny być wykonane z odpowiedniego materjału i silnie do siebie przylegać.

Broń użyta do pomiarów powinna być precyzyjnie wykonana i należy dokładnie znać jej charakterystyczne własności.

b) Montaż.

Czasomierz z przynależnemi częściami winien być zmontowany w osobnem pomieszczeniu, możliwie izolowanem od wszelkich wpływów mechanicznych (wstrząsy) i atmosferycznych.

Tablicę rozdzielczą należy ustawiać przy ścianie wewnętrznej w pewnej dogodnej odległości od niej.

Czasomierz zarówno jak i przyrządy kontrolne powinny znajdować się na odpowiednich fundamentach.

Przewody elektryczne przeprowadzać należy w linjach prostych, unikając niepotrzebnych skręceń i zwinięć. Przewody izolowane obu kierunków prądu, przeprowadza się razem złączone lub zwinięte, a wszelkie ich połączenia należy tak wykonać, aby nie przedstawiały zbyt dużego oporu.

Przerywacze prądu należy odpowiednio ustawić, a odległość ich wymierzyć z dokładnością części centymetra.

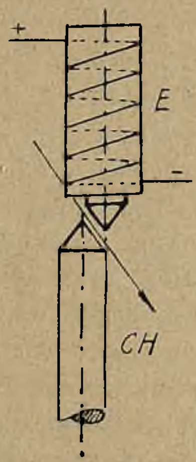
c) Wyregulowanie i użycie.

Czasomierz należy przy pomocy poziomnicy ustawić pionowo, w szczególności zaś zwrócić uwagę na pionowe zawieszenie ciężarka *U* i chronografu *CH* w stosunku do położenia ostrza przyrządu cechującego. Zawieszenie chronografu należy tak uskutecznić, aby z bardzo małem tarciem dotykał on odpowiedniej części podstawy słupa tylną powierzchnią czworograniastej żelaznej kostki (lekkie uderzenie o podstawę słupa winno spowodować odskoczenie chronografu), oraz, aby znak zerowy chronografu znajdował się na jednej wysokości z ostrzem. Uzyskać to można, zawieszając chronograf i następnie uruchomiając ręcznie przyrząd cechujący, który ten znak wybija. Rurkę cynkową należy przed każdym strzałem dość silnie nasunąć aż do oparcia o czworograniastą kostkę chronografu.

Zawieszenie chronografu *CH* i ciężarka *U* uskutecznia się, przesuwając względem siebie części stożkowe (np. chronografu i rdzenia elektromagnesu) wzdłuż tworzącej stożków aż do wierzchołków (rys. 5). Wyładowanie baterji powinno odbywać się w takich granicach napięcia, w których proces wyładowania odbywa się najpowolniej i najrównomierniej.

Czas krążenia prądu powinien być jak najkrótszy, a siła jego jak najmniejsza. Częste zmiany kierunków prądu w obu obwodach są pożądane. Jakiekolwiek krótkie spięcia podczas pomiaru absolutnie nie powinny mieć miejsca. Szczególniejszą uwagę należy zwrócić na to, czy nie istnieje jakiekolwiek połączenie przewodu któregokol-

wiek z elektromagnesów z masą szasomierza. Bada się to, łącząc jeden koniec przewodnika elektrycznego z masą czasomierza (np. ze słupem), drugi zaś z obwodem elektromagnesu. Po włączeniu źródła prądu w ten obwód, galwanometr nie powinien wykazywać najmniejszych odchyleń, względnie prąd nie powinien krążyć.



Rys. 5.

Przy wykonywaniu szeregu pomiarów, należy zwrócić uwagę na to, aby prądy elektryczne w każdym pomiarze krążyły okresowo przez jeden i ten sam krótki czas.

Kilkakrotne powtarzanie pomiarów należy wykonywać w tych samych warunkach atmosferycznych, w szczególności zaś w tym samym dniu.

Wszystkie kontakty i powierzchnie styków należy utrzymywać czysto. Czyszczenie wykonywuje się chemicznie odpowiednim płynem (np. naftą).

Szczególniejszą uwagę należy również zwrócić na to, aby końce elektromagnesów i obydwóch ciężarków spadających były zawsze czyste i wypolerowane. Pożądane jest częste czyszczenie ich delikatną skórką (zamszem).

O ile są ślady rdzy, to oczyścić je można drobnym papierem szmerglowym, jednak wycierać należy wokoło osi bieguna, aby nie uszkodzić jego kształtu. Nie należy również w czasie użycia chwytać biegunów palcami.

Wszystkie przełączniki i wyłączniki t. j. ich kontakty powinny działać dokładnie i nie dawać żadnych odchyleń w amperometrach podczas zmiany kierunków i obwodów prądu. Przyczyny wahań wskazówek amperometrów mogą być również spowodowane zbyt słabemi akumulatorami.

Odległość przerywaczy prądu i typu czasomierza należy dobierać według tabl. 1.

Czułość i działanie przerywaczy należy dokładnie wyregulować, a następnie odpowiednio je ustawić.

Do pomiarów używać należy o ile możności jednakowych przerywaczy we wszystkich obwodach prądu.

Co pewien czas zaleca się sprawdzić przyrządem kontrolnym działanie wszystkich kontaktów, czas oderwania t_1, t, j. dokładność czasomierza i instalację całego urządzenia. Dla przedstawienia dokładności czasomierza le Boulengé oraz uzmysłowienia, jak małe okresy czasu można nim mierzyć, — podaję na podstawie przeprowadzonych prób, że czasomierz ten nowszej konstrukcji, przy dokładnem obchodzeniu się z nim, daje możność mierzenia okresu czasu od 0,002 sek. do 0,016 sek. z absolutnym błędem nieprzekraczającym ± 0,0001 sek.

Inż. SMOLEŃSKI DIONIZY.

OZNACZANIE ŚRODKA CIĘŻKOŚCI I MOMENTU BEZWŁADNOŚCI POCISKÓW BRZECHWOWYCH.

Dla wielu celów balistycznych duże bardzo ma znaczenie, by znać dokładnie środek ciężkości pocisku oraz jego moment bezwładności. Obie te dane mianowicie, jeśli chodzi zwłaszcza o pociski brzechwowe, są decydujące dla identyczności torów dwu pocisków, zewnętrznie zupełnie równych, a różniących się jedynie ładunkiem wewnętrznym.

Każda zmiana ładunku wewnętrznego (dla wprowadzenia np. pocisków ćwiczebnych) musi się z temi dwiema danemi liczyć. Dane te można uzyskać bądź drogą rachunku teoretycznego, bądź też doświadczalnie z mniejszą lub większą dokładnością.

Celem niniejszego artykułu jest przedstawienie zastosowanych przeze mnie aparatur i metod do szybkiego pomiaru środka ciężkości i momentu bezwładności względem osi poprzecznej pocisków gotowych, są więc to niejako aparaty i metody kontrolne.

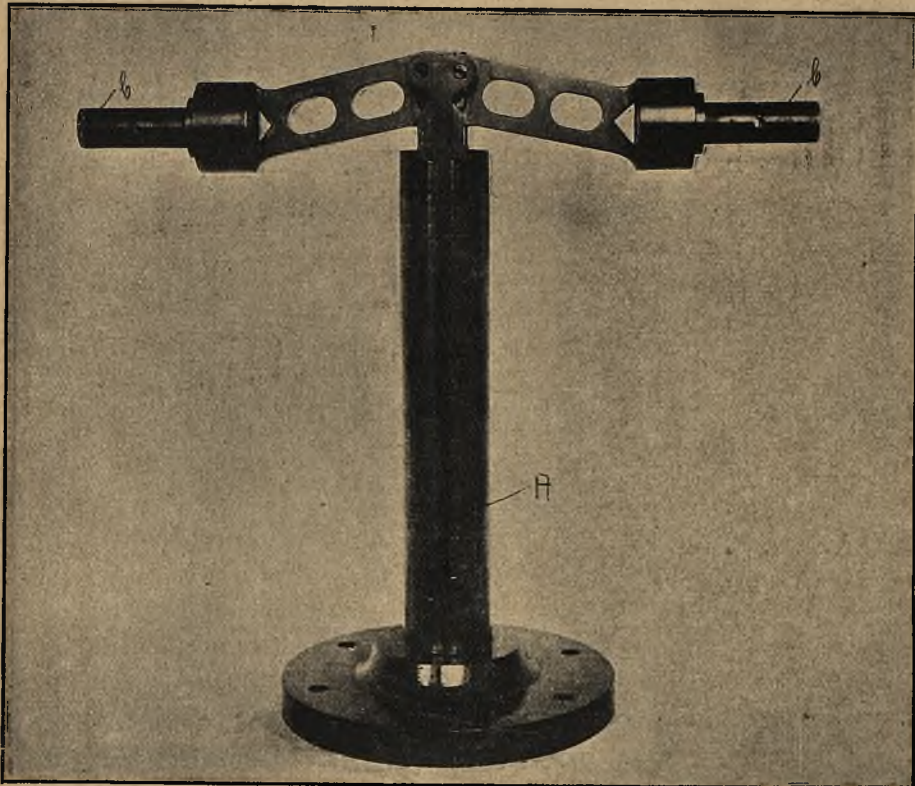
Pomiar środka ciężkości.

Podstawą konstrukcji aparatu służącego do pomiarów środka ciężkości była idea Rudzky'ego [1]).

Waga równoramienna (rys. 1A) posiada przy obu ramionach równoważne bolce (b, b), służące do umocowania pocisku oraz prze-

---

[1]) Dr. C. Cranz. Lehrbuch der Ballistik t. III § 5 p. 2.

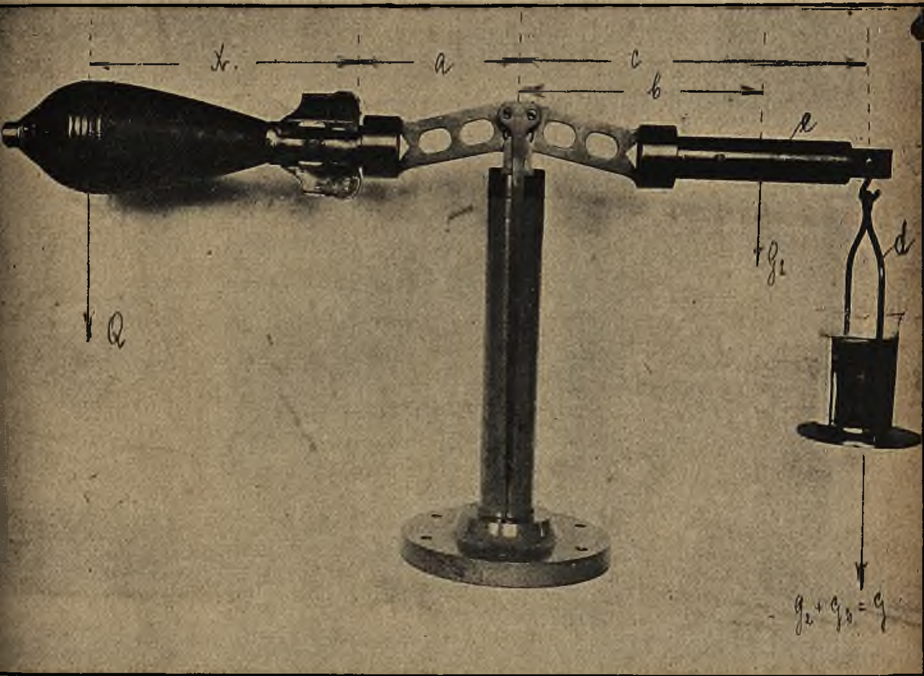


Rys. 1.

dłużenia ramienia z szalką (rys. 2 e, d). Po umocowaniu pocisku równoważymy jego ciężar odważnikami na szalce. Dla wyeliminowania błędów mogących powstać wskutek nieidealnego wykonania przyrządu, przekładamy następnie pocisk i szalkę z przedłużeniem ramienia na ramiona przeciwne i znów równoważymy. Dla ostatecznego wyniku bierzemy średnią z obu pomiarów (wagi odważników). Zamiast odważników stosowałem zlewkę z rtęcią wskutek ograniczonej pojemności szalki. Odległość środka ciężkości od podstawy pocisku obliczałem według równania: (patrz rys. 2);

$$Q\,(a+x)=G\,.\,c \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \quad (1)$$

Na wielkość G składa się ciężar szalki z odważnikami G_2 oraz ciężar przedłużenia ramienia G_1. Ten ciężar G_1 należy obliczyć w odniesieniu do punktu zaczepienia szalki, gdzie będzie wynosił G_3. Obliczamy go ze wzoru:



Rys. 2.

$$G_1 . b = G_3 . c \qquad G_3 = \frac{G_1 . b}{c} \quad . \; . \; . \; . \; . \; (2)$$

b obliczono jako *a* + odległość do środka ciężkości przedłużenia ramienia, przyczem środek ciężkości ten oznaczono eksperymentalnie.

Ze wzoru (1) otrzymujemy:

$$x = \frac{G . c - Q . a}{Q} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; (3)$$

Ponieważ wielkość *a* jest stałą dla wszystkich pomiarów, przy wykonywaniu większej ich ilości, dla ułatwienia obliczeń możemy wzór uprościć zakładając:

$$a + x = y \text{ wówczas} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; (4)$$

$$y = \frac{G . c}{Q} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; (5)$$

przez odjęcie od y stałej wielkości a znajdujemy położenie środka ciężkości od podstawy pocisku x.

Przykład liczbowy: Środek ciężkości pocisku ostrego Stockesa. Z pomiarów znajdujemy:

$G_1 = 575$ gr. $\quad a = 135.0$ mm.

$b = 223.3$ mm. $\quad G_2 = 3030$ gr.

$c = 290.5$ „ $\quad Q = 3.223$ „

$$G_3 = \frac{575 \times 290.5}{223.3} = 441 \text{ gr.}$$

stąd $G = 3030 + 441 = 3471$ gr.

Na podstawie wzoru (5):

$$y = \frac{3471 \times 290.5}{3.223} = 312.8 \text{ mm.}$$

stąd $x = 312.8 - 135.0 = 177.8$ mm.

Sprawdzenie dokładności przyrządu.

Dla sprawdzenia stopnia dokładności pomiarów określono środek ciężkości regularnego walca stalowego wydrążonego o średnicy zewnętrznej 55 mm, średnicy otworu = 20 mm i wysokości 200 mm. Ciężar walca wynosił 3230 gr.

$G = 2611.5$ gr.
$Q = 3230.0$ „

$$y = \frac{2611.5 \times 290.5}{3230} = 234.9 \text{ mm.}$$

stąd $x = 234.9 - 135 = 99.9$ mm.

Zatem różnica w obliczeniu teoretycznem (100 mm) i wyniku otrzymanym z pomiaru wynosi zaledwie 0,1 mm. Należy zatem uważać dany przyrząd za wystarczająco dokładny.

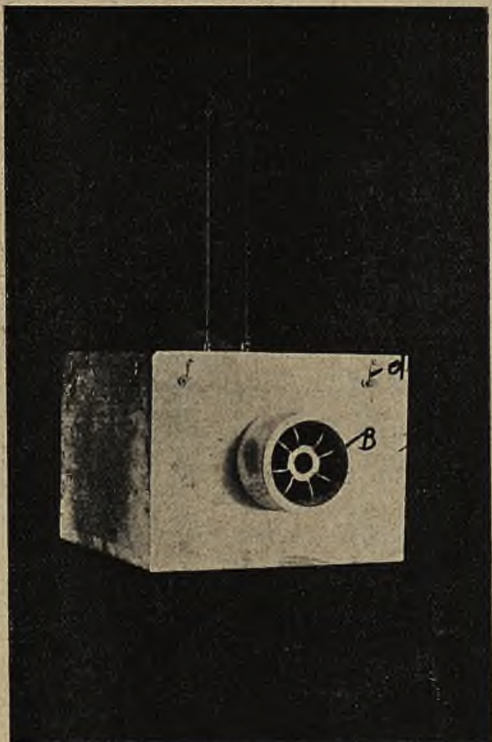
Oznaczanie momentu bezwładności pocisku ostrego Stockesa.

Dla oznaczenia momentu bezwładności względem osi poprzecznej zbudowano przyrząd następujący [2]). Skrzynia drewniana (rys. 3A) zawierała wewnątrz również drewnianą rurę B o średnicy 81 mm służącą do umieszczania pocisku w pozycji poziomej. Wewnątrz skrzyni znajdowały się w jednakowych odstępach od środka cztery gniazd-

---

[2]) Aparaty opisane do pomiarów środka ciężkości i momentów bezwładności konstruował por. B. Gillern.

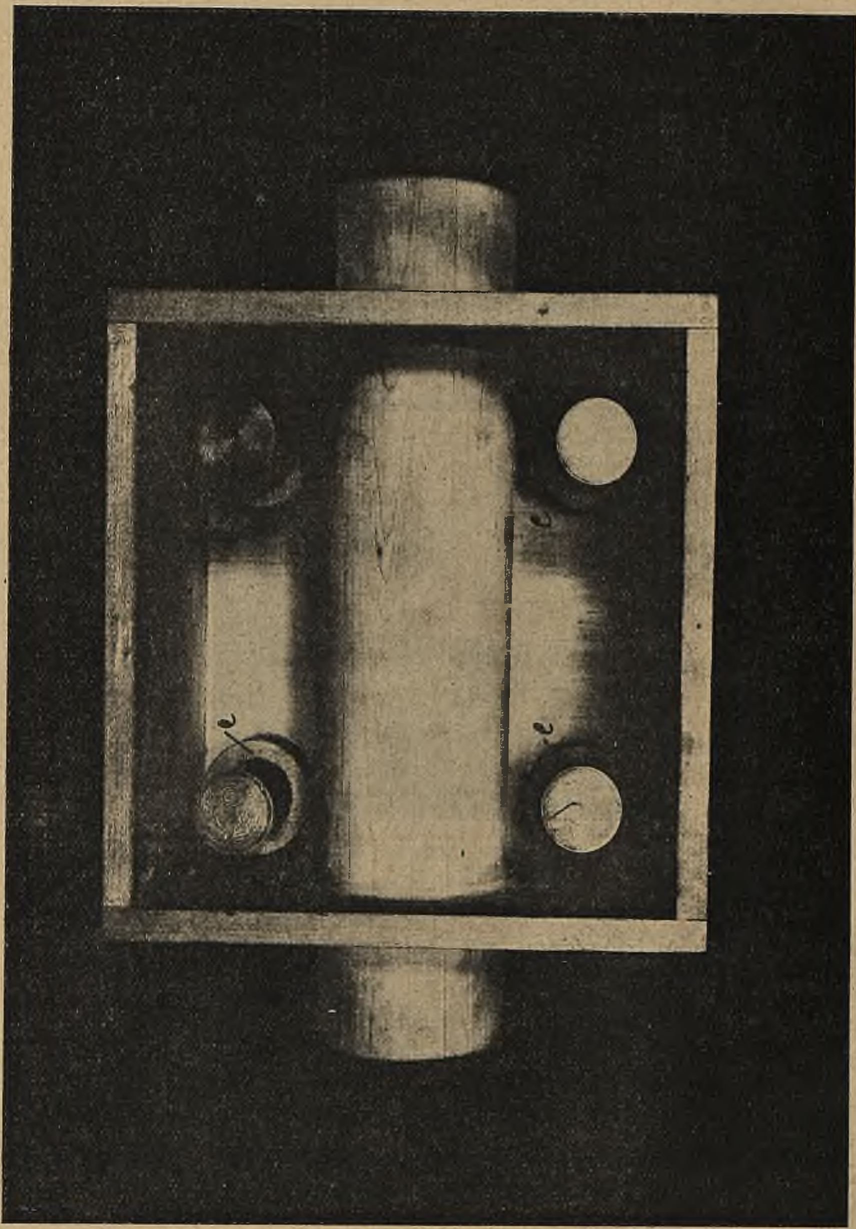
ka na ustawienie czterech walców stalowych o jednakowych wymiarach i wadze (rys. 4c). Skrzynia umocowana była na dwóch drutach strunowych u sufitu, przyczem druty te po uspokojeniu się wahnięć powstałych przy zawieszaniu i przyjęciu przez wierzch skrzyni dokładnie poziomego położenia, ściskano u góry między dwiema deszczułkami dla zapewnienia im stałej długości. Wierzch skrzyni przymoco-



Rys. 3.

wany był do niej haczykami (rys. 3d) dla możności wkładania i wyjmowania z niej walców metalowych. Okresy wahnięć mierzono przy pomocy sekundomierza, oznaczając każdorazowo trzy razy czas dziesięciu wahnięć i biorąc z nich średnią. Okresy wahnięć mierzono naprzód dla skrzyni pustej t_1, dla skrzyni z pociskiem t_2 i dla skrzyni z pociskiem i walcami t_3. Wychylenie skrzyni wynosiło zawsze 20 stopni od swego położenia; dla otrzymania każdorazowo jednakowego kąta wychyleń służyło następujące urządzenie: na wierzchu

skrzyni wyrysowano kąt 20°. W pewnej odległości od skrzyni ustawiono pręt metalowy cienki, tak, aby znajdował się na przedłużeniu jednego ramienia kąta. Skręcano ręką skrzynię, starając się, aby pozostawała zawsze w jednym poziomie, do takiego położenia, aby pręt



Rys. 4.

znalazł się na przedłużeniu drugiego ramienia kąta i wówczas puszczano skrzynię, która poczynała wahać się wokół swej osi pionowej.

Obliczano wyniki, przyjmując, iż zależność między okresem wahań a momentem bezwładności jest następująca:

$$T^2 = 4\pi^2 \frac{M}{N} \quad \ldots\ldots\ldots \quad (1)$$

gdzie T — jest okresem wahań, M — momentem bezwładności i N — parą sił skręcających.

W wypadku powyższym zależność ta wygląda następująco:

$$t_1^2 = 4\pi^2 \frac{S}{N_1} \quad \ldots \quad (2); \quad t_2^2 = 4\pi^2 \frac{S+P}{N_2} \quad \ldots \quad (3)$$

$$t_3^2 = 4\pi^2 \frac{S+P+W}{N_3} \quad \ldots\ldots \quad (4)$$

gdzie t_1 — jest okresem wahań skrzyni samej
t_2 — „ „ „ „ + pocisk
t_3 — „ „ „ „ „ + walec
S — „ momentem bezwładności skrzyni
P — „ „ „ pocisku
W — „ „ „ walca
N — „ parą sił czyli momentem skręcającym.

Para sił N jest we wszystkich wypadkach (2), (3), (4) różna, gdyż różne masy ulegają odchyleniu o ten sam kąt.

Dla pary sił dla małych kątów przyjęto wzór:

$$N = m \cdot g \cdot \frac{d_1 \times d_2}{4l} \quad \ldots\ldots\ldots \quad (5)$$

gdzie m — jest masą ciała zawieszonego
d_1 i d_2 — „ odstępem między drutami u góry i u dołu
l — „ długością drutu
g — „ przyśpieszeniem ziemskiem

Podstawiwszy wartość N z równania (5) w równania (2), (3) i (4)

$$t_1^2 = \frac{4\pi^2 S \cdot 4 \cdot l}{m_1 g \cdot d_1 d_2} \quad \ldots\ldots\ldots \quad (6)$$

$$t_2^2 = \frac{4\pi^2 \cdot (S+P) \cdot 4l}{m_2 \cdot g \cdot d_1 \cdot d_2} \quad \ldots\ldots\ldots \quad (7)$$

$$t_3^2 = \frac{4\pi^2 (S+P+W)\, 4l}{m_3 \cdot g \cdot d_1 \cdot d_2} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; (8)$$

Ponieważ l, g, d_1 i d_2 są wielkościami we wszystkich trzech wypadkach stałemi możemy oznaczyć sobie:

$$\frac{4\pi^2 \cdot 4l}{g \cdot d_1 \cdot d_2} = K.$$

Wówczas równania (6), (7) i (8) przyjmą postać:

$$t_1^2 = \frac{S \cdot K}{m_1} \; . \; . \; (9) \quad t_2^2 = \frac{(S+P)\,K}{m_2} \; . \; . \; (10); \quad t_3^2 = \frac{(S+P+W)\,K}{m_3} \quad (11)$$

i dalej

$$S = \frac{m_1\, t_1^2}{K} \; . \; . \; (12); \quad (S+P) = \frac{m_2\, t_2^2}{K} \; . \; . \; (13); \quad (S+P+W) = \frac{m_3\, t_3^2}{K} \quad (14)$$

co po przekształceniu algebraicznem daje:

$$W = \frac{t_3^2 \cdot m_3 - t_2^2 \cdot m_2}{K} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; (15)$$

$$P = \frac{t_2^2 \cdot m_2 - t_1^2 \cdot m_1}{K} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; (16)$$

stąd

$$P = \frac{m_2 t_2^2 - m_1 t_1^2}{m_3 t_3^2 - m_2 t_2^2} \cdot W \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; (17)$$

Wzór (17) służy do oznaczenia momentu bezwładności pocisku z tem, że moment bezwładności walców W obliczamy teoretycznie wg. wzoru:

$$W = \frac{m_w}{g}\left(\frac{v^2}{2} + a^2\right) \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; (18)$$

gdzie v — oznacza średnicę poszczególnego walca
„ m — wspolną ich wagę
„ a — odległość od osi środkowej skrzyni do środka walca
„ g — przyśpieszenie ziemskie.

Przykład liczbowy. Pocisk ostry Stockesa

Oznaczono:

$v = 0.02$ m.	$m_1 = 4.32$ kg.	$t_1 = 6.42$ sek.
$a = 0.127$ „	$m_2 = 7.52$ „	$t_2 = 5.45$ „
$m_w = 3.15$ kg.	$m_3 = 10.67$ „	$t_3 = 5.7$ „

Ze wzoru (18) obliczono moment bezwładności walców

$$W = \frac{3.15}{9.81}\left(\frac{0.02^2}{2} + 0.127^2\right) = 0.005202 \text{ kg. m. sek.}^2$$

Ze wzoru (17) obliczamy moment bezwładności pocisku Stockesa względem osi poprzecznej *P*.

$$P = \frac{7.52 \times 5.45^2 - 4.32 \times 6.42^2}{10.67 \times 5.7^2 - 7.52 \times 5.45^2} \times 0.005202 = 0.001907 \text{ kg. m. sek}^2.$$

Sprawdzenie dokładności przyrządu. Oznaczono moment bezwładności względem osi poprzecznej walca regularnego, stalowego, wydrążonego i z drugiej strony obliczono jego moment bezwładności teoretycznie według wzoru:

$$W = \frac{1}{4}\frac{m}{g}\left(R^2 + v^2 + \frac{1}{3}h^2\right) \quad \ldots\ldots\ldots (19)$$

gdzie m = waga walca = 3.23 kg.
R = promień walca całego = 0.0275 m.
v = „ wydrążenia = 0.01 „
h = wysokość walca = 0.2 „

$$W = \frac{3.23}{4 \times 9.81}\left(0.0275^2 + 0.01^2 + \frac{0.2^2}{3}\right) = 0.001166 \text{ kg. m. sek.}^2$$

Oznaczając eksperymentalnie przy pomocy w. w. przyrządu otrzymano:

$t_1 = 6.33$ sek.	$m_1 = 4.32$ kg.
$t_2 = 5.15$ „	$m_2 = 7.55$ „
$t_3 = 5.46$ „	$m_3 = 10.7$ „

Ze wzoru (18) obliczono moment bezwładności walca względem ego osi poprzecznej:

$$W = 0.005202 \times \frac{5.15^2 \times 7.55 - 6.33^2 \times 4.32}{5.46^2 \times 10.7 - 5.15^2 \times 7.55} = 0.001187 \text{ kg. m. sek.}^2$$

Różnica zatem między teoretycznie oznaczoną wielkością, a oznaczoną eksperymentalnie wynosi do 2%, czyli przyrząd dla wskazanych celów jest najzupełniej wystarczająco dokładny.

623.536 + 623.442

Mjr. Dr. FELSZTYN TADEUSZ i ŚPIEWAK STANISŁAW.

PRZEBIEG ZUŻYCIA LUFY BRONI MAŁOKALIBROWEJ ORAZ METALOGRAFICZNA ANALIZA TEGO ZJAWISKA.

I.

PRZEBIEG ZJAWISK I ICH SKUTKI.

Skutkiem najrozmaitszych przyczyn, których omawianie pomijam, jako przekraczające ramy niniejszego artykułu, lufa broni palnej zużywa się.

Przebieg tego zużycia jest szybszy, lub powolniejszy, zależnie od troskliwości obchodzenia się z lufą, od tempa strzelania i od rodzaju użytej amunicji, niemniej jednak naogół jest w każdym wypadku taki sam, przynajmniej jeżeli chodzi o bronie strzelające wyłącznie strzałami pojedyńczemi i pociskami płaszczowemi. W broniach maszynowych, jak to niżej omówię, jest on nieco odmienny. Również odmienny jest przebieg strzelania w broniach, które strzelają pociskami ołowianemi. Artykuł niniejszy poświęcony jest wyłącznie zużywaniu się luf, strzelających pociskami płaszczowemi.

Celem jego jest przedstawić — *co się dzieje w lufie* w czasie jej zużywania się i jakie są tego *skutki*. Pytania, *dlaczego się tak dzieje* nie będę tu poruszał, ponieważ jak zaznaczyłem, kwestja ta, wobec różnorodności panujących w tej dziedzinie poglądów, zaprowadziłaby zbyt daleko. Częściowe wyjaśnienie przyczyn znajdą czytelnicy w umieszczonej w cz. II niniejszego artykułu pracy p. Śpiewaka.

1. Strzał z lufy nowej.

W lufie nowej mamy komorę nabojową gładką, wykonaną ściśle wedle wymiarów, z temi tylko odchyleniami, które są zawarte w tolerancjach fabrycznych, gwarantujących celność strzału. Stożek przejściowy również jest wykonany ściśle, gwinty są nacięte równo, kaliber lufy waha się w małych granicach, przewód jest prawie że równym walcem.

Skutkiem tego łuska przylega w czasie strzału ściśle do ścian komory, uniemożliwiając ujście gazów do tyłu, rozmiar jej jest jednakowy, a więc i mniej więcej jednakowe jest ciśnienie początkowe gazów. Pocisk, opuszczając łuskę, wchodzi prawidłowo (a więc ściśle osiowo) przez stożek przejściowy do części gwintowanej lufy, wcina się w pola równomiernie i łagodnie, nie opuszczając tych pól do końca swego przebiegu w lufie, co zapewnia mu pewne i prawidłowe prowadzenie.

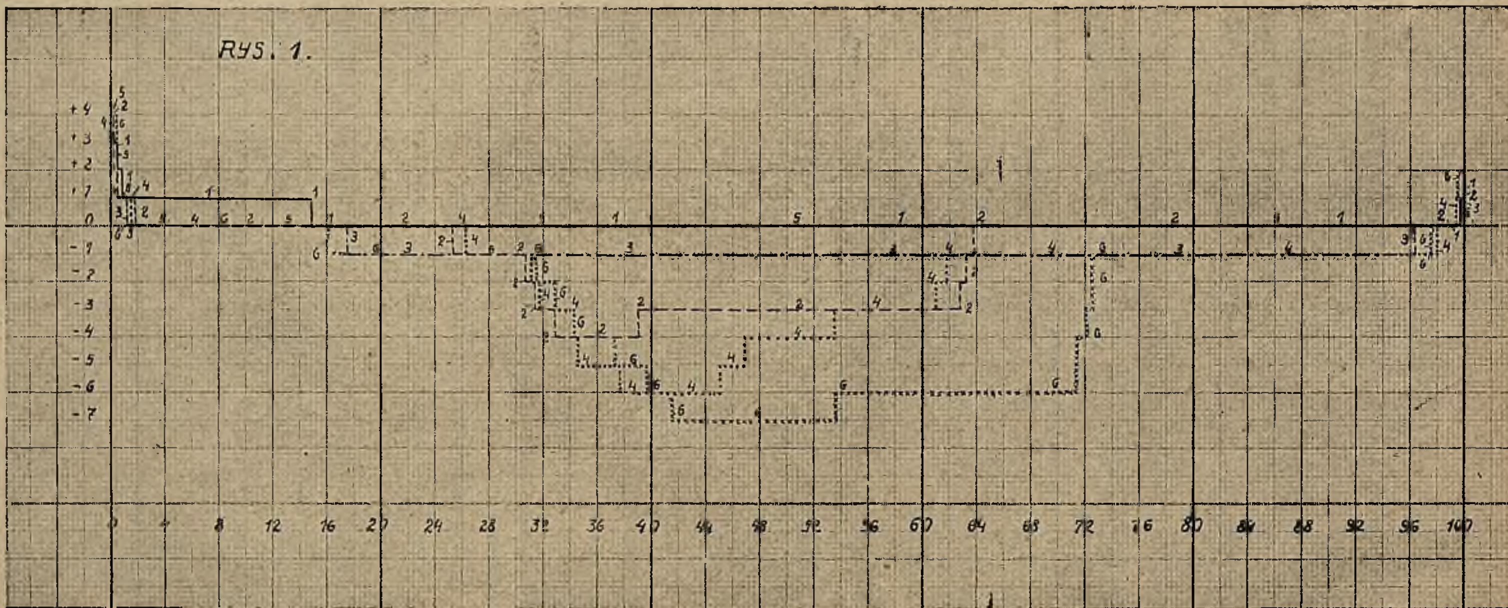
Walcowatość lufy powoduje, że pocisk zamyka popychające go gazy prawie szczelnie, redukując ich uchodzenie przed pociskiem do bardzo drobnego tylko ułamka ogólnej masy gazów, co znów zapewnia regularność szybkości początkowej, a więc i celność strzałów.

W miarę strzelania stosunki te zmieniają się, co oczywiście odbija się i na wyniku strzelania.

Komora nabojowa zużywa się, stożek przejściowy powiększa się, ciśnienie początkowe staje się więc mniejsze i nieregularne, a wtłoczenie w gwinty mniej łagodne i równomierne. Gwinty częściowo zanikają, skutkiem czego prowadzenie pocisku jest mniej pewne. Przewód się rozszerza, lufa staje się mniej szczelną, szybkość początkowa mniej regularną, celność gorszą.

Jak przebieg tego zużycia wygląda konkretnie, najlepiej okaże przykład pewnej lufy wziętej do próby wytrzymałości.

Lufa ta, zupełnie nowa, t. j. taka jaka wyszła z fabryki, jest prawie zupełnie walcową (rys. 1), Przewód jej ma na 85% ogólnej swej długości (bez komory nabojowej i stożka przejściowego) jednakowy wymiar w granicach jednej setnej milimetra. Wymiar ten nazywać będę w dalszym ciągu kalibrem nominalnym. Jedynie u wylotu, na krótkiej przestrzeni, równej zaledwo 0,2% ogólnej długości, rozszerza się przewód nieco, tworząc krótki stożek, powiększający wylot o 0,01 mm. Od wlotu, t. j. od stożka przejściowego, tworzy lufa na



RYS. 1.
+4
+3
+2
+1
0
-1
-2
-3
-4
-5
-6
-7
0 4 8 12 16 20 24 28 32 36 40 44 48 52 56 60 64 68 72 76 80 84 88 92 96 100

Rys. 1.

około 14% ogólnej długości przewodu również łagodny stożek, mający przy samym początku stożka przejściowego kaliber o 0,01 mm większy od nominalnego. Przy samym stożku przejściowym wlot się jeszcze nieco bardziej rozszerza, tworząc na 1% ogólnej długości stożek dalszy, różniący się u swej podstawy od kalibru nominalnego o 0,03 mm.

Lufa taka nie jest oczywiście lufą najlepszą, a w żadnym wypadku nie jest lufą precyzyjną, która ma co najmniej w 95 % swej ogólnej długości powinnaby mieć kaliber nominalny. Jest to jednak lufa dobra, o celności w zupełności zadawalającej. Umyślnie biorę z obfitego materjału ten właśnie przykład, by operować na przypadku typowym, broni najzupełniej przeciętnej.

Do pojęcia „nowa lufa" należy przytem dodać pewne zastrzeżenie. Lufa ta bowiem w życiu swem oddała już kilka strzałów. Przedewszystkiem t. zw. wysoki ostrzał, czyli próbę wytrzymałości lufy i zamka przy strzelaniu nabojem, wytwarzającym ciśnienia o wiele wyższe, niż naboju normalnego, a ponadto kilka strzałów, jakie z niej oddano przy przystrzeliwaniu fabrycznem.

Przewód lufy nie jest więc już zupełnie dziewiczy. Pewne ślady, słabe zapoczątkowania zużycia już są, ale w stopniu tak nieznacznym, że pojęcie „nowa" odpowiada broni w zupełności. Taką jest zresztą każda „nowa" broń, którą strzelec nabywa.

Celność tej broni jest zupełnie dobra. Na stosowanej przy jej badaniu odległości wynosi rozrzut 5-ciu strzałów (średni z 3-ch strzelań 2-ch strzelców) 4,9 cm $\times$ 7,0 cm, co na tej odległości i dla tego typu broni można uznać za rozrzut zupełnie dobry, choć bynajmniej nie najlepszy.

Również i szybkość początkowa jest zupełnie normalna, a rozrzut jej więcej nawet niż prawidłowy, skoro odchylenie między szybkością największą i najmniejszą (uchylenie całkowite szybkości początkowej) wynosi 4,0 m/sek.

2. **Przebieg zużycia lufy karabinowej.**

Lufa, wyżej opisana, jest lufą karabinową, t. j. lufą broni, z której strzela się wyłącznie strzałami pojedyńczemi. Strzelano z niej normalnie i co pewną liczbę strzałów badano jej przewód, celność i szybkość początkową.

Nie chcąc przeciążać artykułu zbytnim materjałem, podaję

ze wszystkich pomiarów tylko niektóre, najcharakterystyczniejsze, tak jednak dobrane, by dobrze ilustrowały czasowy przebieg zjawiska. Wybrane przeze mnie z ogólnego materjału pomiary oznaczam kolejnemi numerami (od 1 do 32); pomiarem 1. nazywam pomiar początkowy, t. j. przed rozpoczęciem strzelania.

Wyniki pomiarów podane są w formie rysunkowej, przyczem rys. 1 do 7 podają kolejne fazy kalibrowania, rysunek 8 rozrzut 5-ciu strzałów wzwyż oraz wszerz (średnia z 3-ch strzelań 2-ch strzelców).

Na rysunkach 1 do 7 kaliber nominalny oznaczony jest przez 0, rozszerzenie kalibru przez znak plus, zwężenie przez znak minus. Podziałką pionowa oznaczona jest co 0,01 mm.

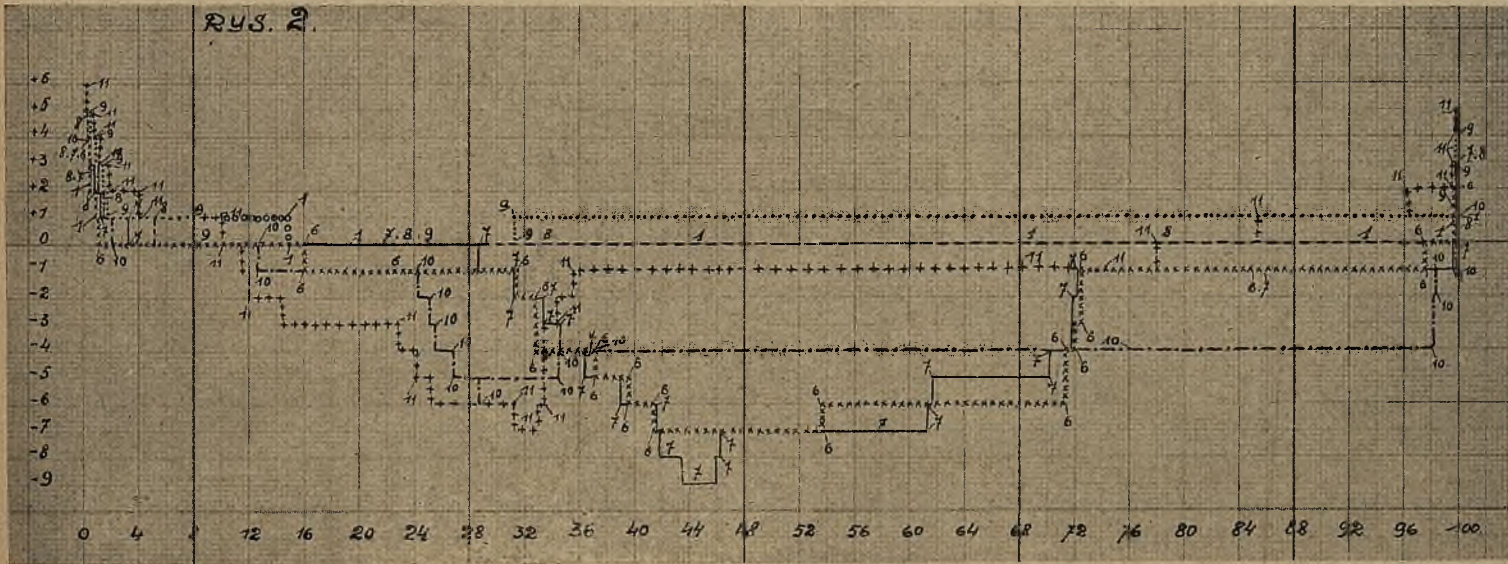
Na rys. 1 (pomiar 1 do 6) widać wyraźnie charakterystyczne zwężanie się kalibru przewodu. Przewód w środkowej swej części jest węższy, niż w lufie nowej, wylot i wlot natomiast rozszerzają się, ale bardzo nieznacznie (wzrost zaledwo o 0,01 mm i to na niezmiernie krótkiej przestrzeni).

Przewężenie się to nie jest stałe; faluje ono niejako. W czasie od pomiarów 1 do 6 mamy już dwa razy z rzędu przewężenie i powrót prawie że do przewodu lufy nowej, wreszcie znów po raz trzeci przewężenie. Ma się wrażenie, jak gdyby raz powstałe przewężenie wylatywało przy dalszem strzelaniu nazewnątrz, tworzyło się na nowo, znów uchodziło przy strzale w powietrze i t. d.

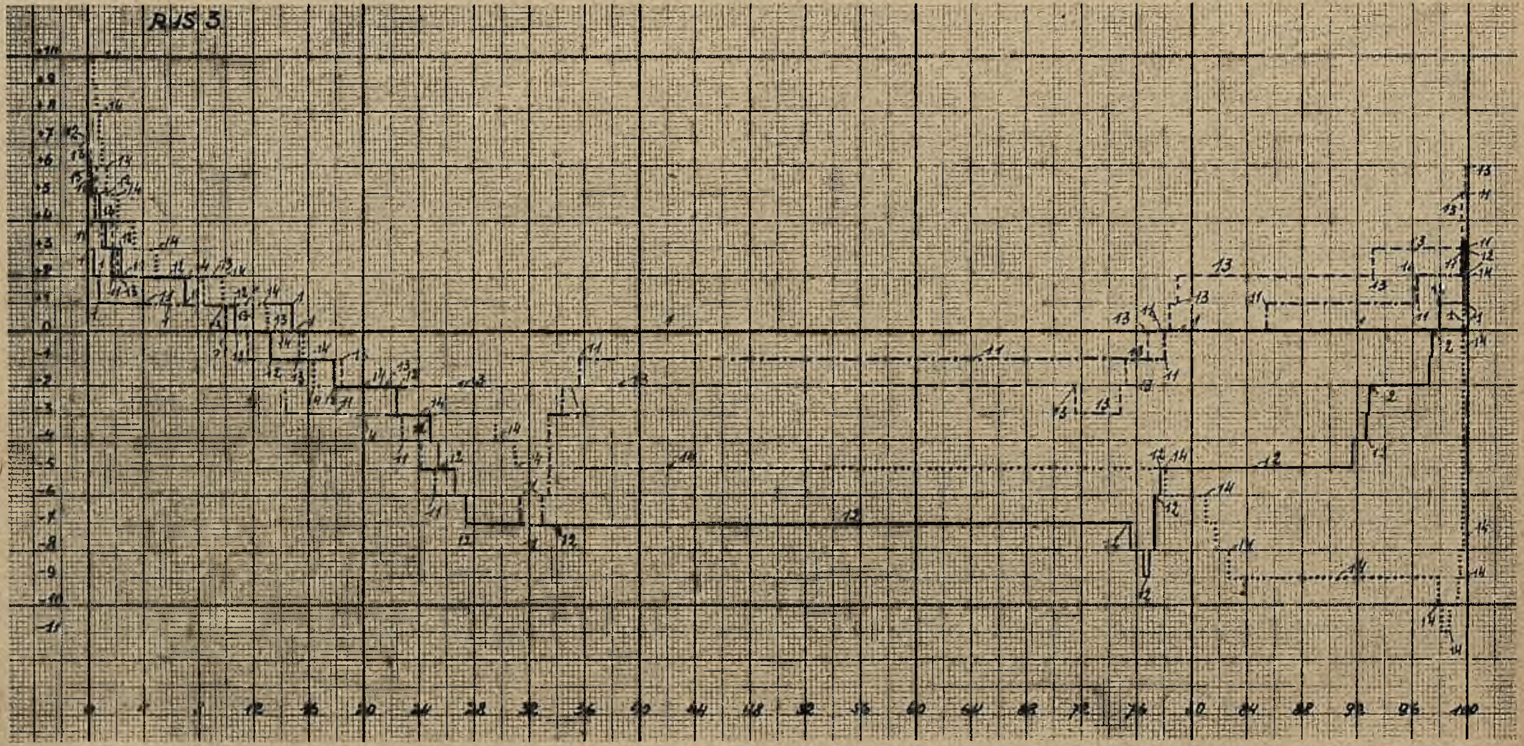
Przewód lufy jest jeszcze gładki, lecz znać już tu i ówdzie drobne ślady uszkodzeń; w niektórych miejscach widać wyraźne narosty.

Celność jest jeszcze zupełnie dobra, równa zupełnie celności broni nowej.

Szybkość początkowa nieco zmalała (o niecałe 2 m/sek.), jej uchylenie wzrosło (do 7,5 m/sek.). O ile jednak poprzednie zjawiska (zwężenie przewodu, wygląd lufy, celność) są naogół takie same przy wszystkich lufach, o tyle pod względem szybkości początkowej każda lufa zachowuje się inaczej. W niektórych z nich szybkość się zupełnie nie zmienia, inne znów (najliczniejsze) w tej fazie szybkość nieco powiększają, u innych wreszcie (jak w lufie opisywanej), szybkość nieco maleje. Podobnie i jej uchylenie w jednych lufach wzrasta, w drugich maleje, w innych wreszcie pozostaje niezmienione. Zmiany te są naogół nieznaczne i bez znaczenia praktycznego, tak że w przybliżeniu można stwierdzić, że szybkość i jej dokładność w tej fazie się nie zmieniają.



Rys. 2.



Rys. 3.

W trakcie dalszego zużywania się (rys. 2, pomiar 6 do 11 i rys. 3, pomiar od 12 do 14) widzimy znów trzykrotne kolejne zwężanie i rozszerzanie się lufy, przyczem przebieg tworzenia się warstwy przewężonej i jej zaniku jest zupełnie podobny do opisanego poprzednio.

Jednak w miarę strzelania, mimo wewnętrznych przewężeń, wlot i wylot się rozszerzają. Wylot rozszerzył się jeszcze nieznacznie; coprawda wymiar jego jest o 0,04 mm większy od nominalnego, ale na krótkiej jedynie przestrzeni (0,4% ogólnej długości lufy). Wlot zato rozszerza się znacznie bardziej, bo nawet o 0,10 mm w porównaniu do kalibru nominalnego, a powiększenie to jest już dość znaczne, bo na przestrzeni, stanowiącej 13% ogólnej długości lufy. Skutkiem tego stożek przejściowy niejako rozszerza się, wlot lufy jest mniej regularny.

Wygląd wnętrza lufy jest jeszcze dobry; widać już jednak drobne wyżarcie, gwinty straciły ostrość i zaokrągliły się, lufa ma wygląd nieco matowy.

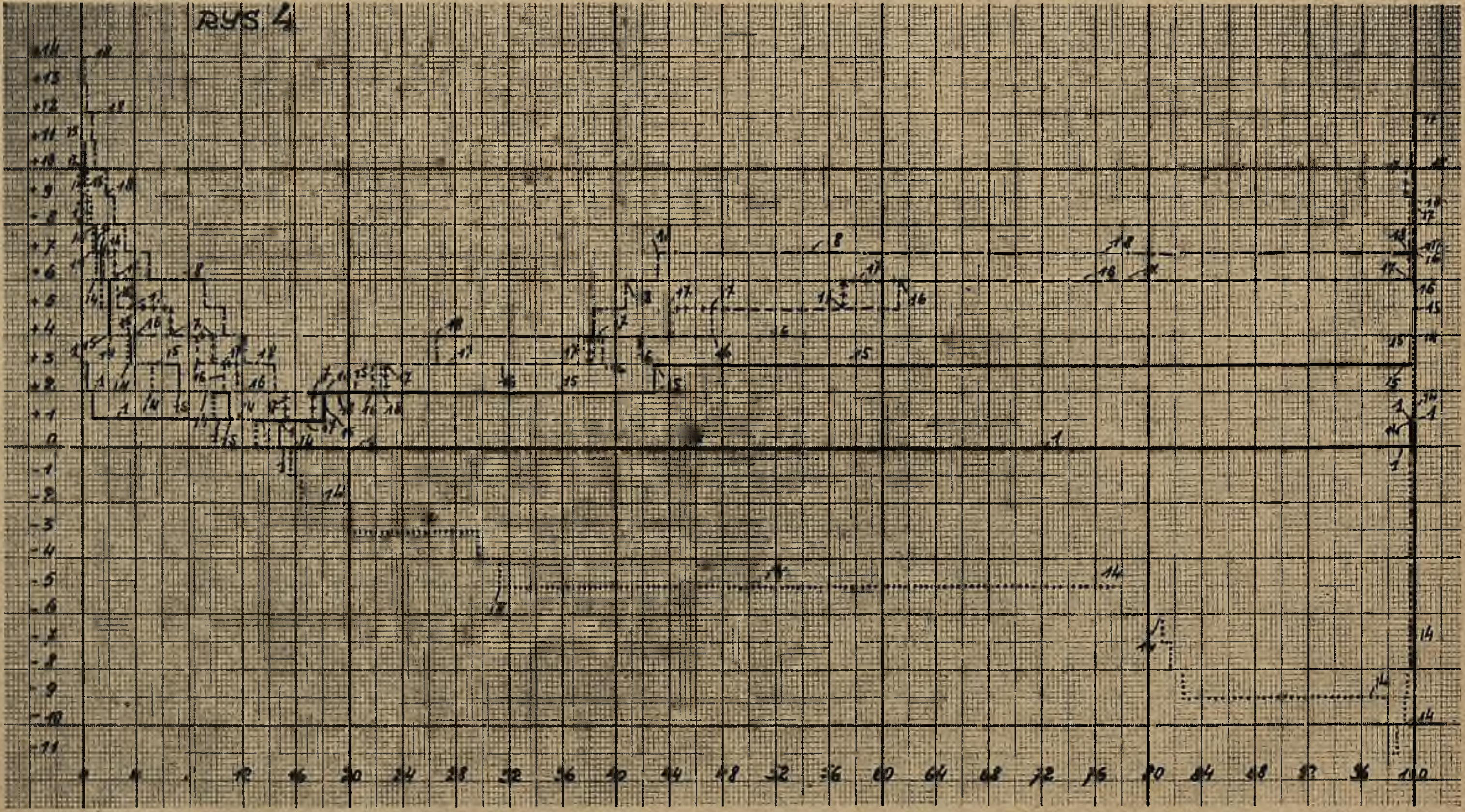
Celność broni jeszcze się trzyma na pierwotnym poziomie. Nieuniknione jej wahania są wynikiem wpływu chwili i strzelca.

Szybkość początkowa trzyma się na tym samym poziomie, uchylenie jej wzrasta nieznacznie.

W dalszem strzelaniu (rys. 4) zjawisko przewężenia zanika; na pomiarze 14-tym kończy się więc pierwsza faza przewężenia: *zmniejszania się kalibru lufy.*

Przebieg tej fazy jest we wszystkich lufach karabinowych prawie identyczny. Oczywiście ilość nawrotów kolejnego przewężenia i rozszerzenia się jest rozmaitą (przeważnie od 3-ch do 6-ciu), lecz charakter ich jest zupełnie podobny. Zawsze bowiem mamy zwężanie przewodu, kolejno pojawiające się i znikające, zawsze największe nawet rozszerzenie nie przekracza nominalnego kalibru lufy. Przez cały ciąg tej fazy mamy też jednostajnie powiększające się lekkie rozszerzanie się wylotu i silniejsze, choć również nieduże, rozkalibrowanie wlotu. Wygląda to tak, jak gdyby pocisk przewalcowywał materjał wlotu i kolejno wyrzucał go nazewnątrz. Celność i szybkość utrzymują się podczas tej fazy na jednym poziomie.

Po jej zakończeniu zaczyna się faza druga, rozszerzanie się przewodu. Zaczyna się ona zwykle dość gwałtownie. W pierwszej chwili po oddaniu skromnej tylko ilości kilkudziesięciu strzałów, przewę-



Rys. 4.

żenie nagle znika i rozpoczyna się kolejne rozszerzanie się przewodu, w tej fazie jeszcze dość wolne.

Przewężenia już więcej naogół nie powracają. Wyjątkowo tylko zdarza się, że pojawią się one ponownie, ale nieznaczne, na krótki tylko okres czasu i na małej przestrzeni przewodu lufy. Są to wypadki bardzo tylko wyjątkowe. Naogół bowiem, z chwilą, gdy rozpoczyna się rozszerzanie, przewężanie już więcej się nie powtarza t. j. kaliber lufy nie spada poniżej nominalnego.

Istnieje jednak w tej fazie ciągle jeszcze przewężanie względne (rys. 4, podający pomiar 14 do 18), t. zn. że w pewnem miejscu kaliber jest po oddaniu kilkuset strzałów węższy, niż był poprzednio. Wywołuje to znów wrażenie, jak gdyby materjał lufy przesuwał się falisto od wlotu do wylotu. Te względne przewężania kalibru są mniejsze, niż w pierwszej fazie, ale zawsze istnieją.

Bardzo charakterystycznym jest przebieg rozszerzania; w przeciwieństwie do pierwszej fazy, gdy wylot trzymał się, a wlot nieznacznie się rozszerzał, tu naodwrót, wylot powiększa nagle swój kaliber, a wlot trzyma się prawie bez zmiany. Weźmy jako przykład pomiar 18-ty.

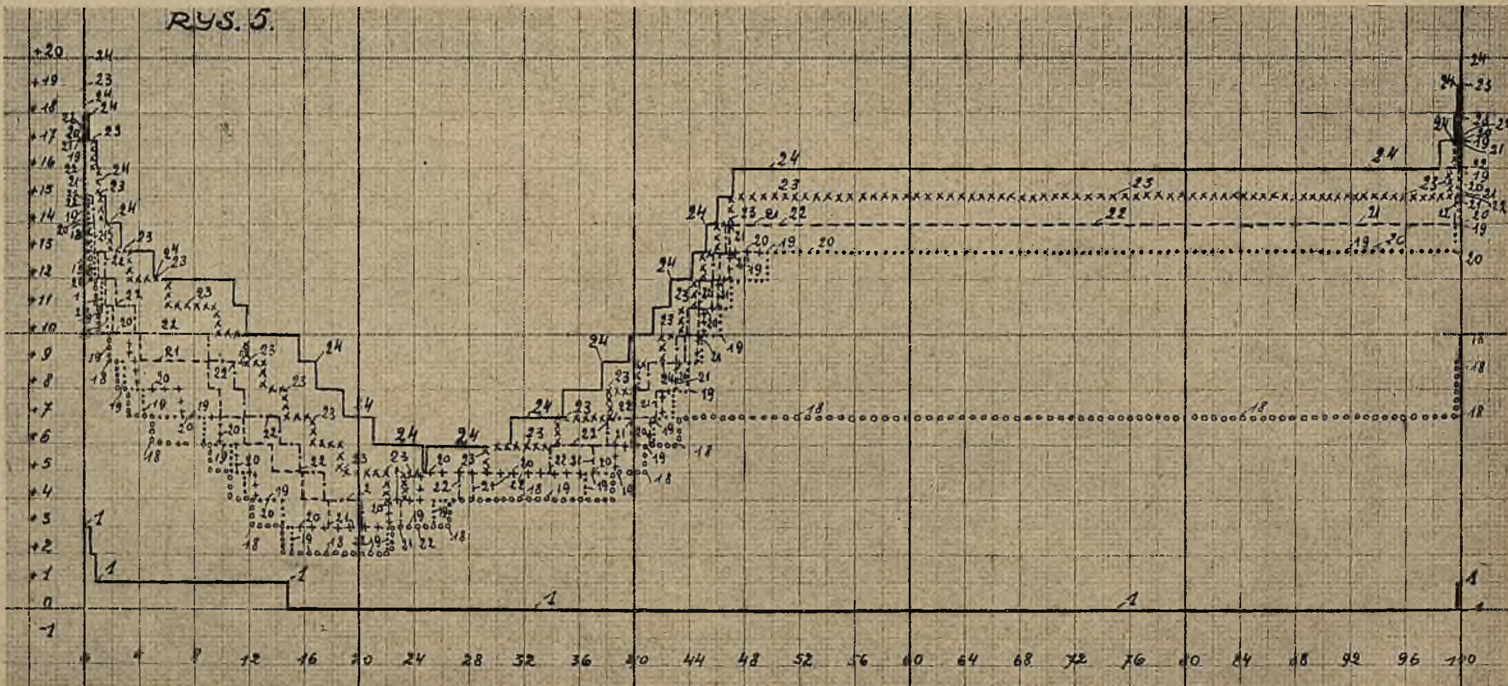
W środku lufy, znacznie bliżej ku wlotowi, trzyma się jeszcze warstwa zaledwo o 0,2 mm szersza od kalibru nominalnego (na przestrzeni 8% ogólnej długości przewodu).

Wylot rozszerzył się na poważnej przestrzeni 78% ogólnej długości przewodu. Rozszerzenie to, kształtu lejka, ma jeszcze na 57% ogólnej długości przewodu wymiar o 0,07 mm większy od nominalnego; największe rozszerzenie wylotu wynosi 0,10 mm.

Wlot rozkalibrował się na krótszej tylko przestrzeni 15% ogólnej długości przewodu; rozszerzenie jego największe jest coprawda bardzo duże, bo 0,14 mm, ale tylko na nieznacznym kawałku 0,2% ogólnej długości przewodu. Na 1% ogólnej długości jest ono równe tylko 0,05 mm, a więc ledwo o 0,03 mm więcej, niż kaliber środkowej, najwęższej części lufy.

Charakterystyczną cechą zużycia jest tu więc wlot silnie rozszerzony, ale na krótkim kawałku lufy, natomiast wylot rozszerzony mniej silnie, ale na znacznie dłuższej przestrzeni.

Ten typ zużywania się lufy nazywamy *typem wylotowym.* Jest on charakterystyczny dla broni strzelającej strzałami pojedyńczemi, o ile do wyrobu lufy użyto materjału normalnego, a więc stali węglistej lub stopowej, bez specjalnych uszlachetnień powierzchni, jakie



Rys. 5.

w ostatnich czasach zaczęto stosować (np. azotowanie) i bez specjalnie dobieranego składu (stale nierdzewiejące). Wobec bardzo skąpych wiadomości, jakie w literaturze fachowej się w tej sprawie pojawiają, nie mogę podać żadnych konkretnych danych co do przebiegu zużycia tych uszlachetnionych luf, a ograniczam mój opis jedynie do luf normalnych.

W tej fazie zużycia lufy rozrzut wzrasta powoli, ale jednostajnie, szybkość początkowa utrzymuje się jeszcze ciągle na tym samym poziomie, ale regularność jej staje się już gorsza; w lufie opisywanej np. jej uchylenie największe wynosi już 21,8 m/sek.

Przewód posiada wyraźne oznaki zużycia i wytarcia, gwinty są jeszcze zupełnie widoczne, ale już stępione.

Analogiczny przebieg wykazują wszystkie lufy.

W miarę strzelania zużycie powiększa się coraz bardziej; faza druga przechodzi powoli, bez gwałtownego skoku, w fazę trzecią, *wycieranie się gwintów* (rys. 5, pomiar 18 do 24).

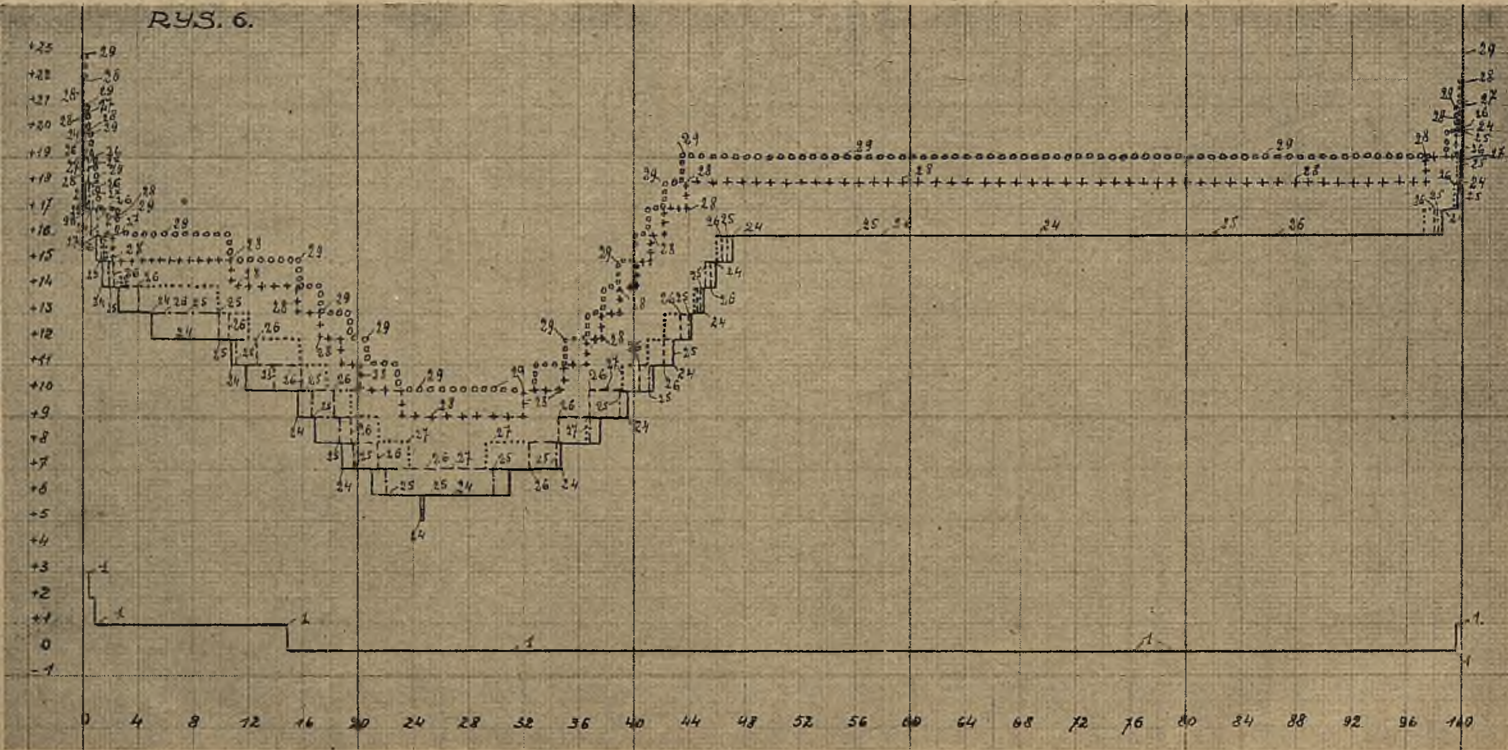
Rozszerzanie następuje już na całej przestrzeni przewodu (pomiar 24). Najwęższa, środkowa jego część, powiększyła się do 0,05 mm ponad kaliber nominalny (na przestrzeni 10% długości przewodu). Wlot rozszerzył się silnie na kawałku stosunkowo już długim (20% przewodu). Rozszerzenie to, dość gwałtowne, mniej jednak jest znaczne niż u wylotu. Największy jego wymiar, na krótkiej coprawda przestrzeni (0,2%), wynosi 0,18 mm.

Znacznie silniej lejowaty kształt ma wylot; zużycie obejmuje przestrzeń 70% ogólnej długości; na 53% długości przewodu wzrósł kaliber o 0,16 mm. Największe rozszerzenie lufy wynosi u wylotu 0,19 mm ponad kaliber nominalny. Gwinty więc, które w normalnej lufie mają kaliber o 0,25 do 0,30 mm większy od pól, są w połowie przewodu już zużyte w przeszło 50%.

Ponieważ jednak równocześnie następuje zarastanie brózd, jak gdyby materjał pól, ugniatany przez pociski, wlewał się w brózdy, gwinty w tej części lufy poprostu przestają istnieć.

Rozrzut broni wzrasta nieustannie w sposób mniej więcej jednostajny; w ostatniej chwili tej fazy osiąga wymiar mniej więcej dwukrotnie większy, niż dla lufy nowej. Celność broni staje się już niedostateczną.

Szybkość początkowa maleje, nie dużo coprawda, bo tylko o 5 do 10 m/sek. Dokładność jej natomiast staje się coraz gorszą; uchylenie największe przekracza 20 do 30 m/sek.



Rys. 6.

Wygląd lufy jest już zupełnie zły, widać wyraźne wypalenia, komora nabojowa jest również wypalona i wyżarta, w wylocie nie widać zupełnie gwintów. Lufa jest w codziennem tego słowa znaczeniu „wypalona".

Następuje faza ostatnia, *ostateczne wypalenie lufy* (rys. 6, pomiar 24 do 29). Postęp zużycia jest bardzo szybki. Kaliber środkowej, najmniej zniszczonej części lufy powiększa się o 0,10 mm na przestrzeni 10% ogólnej długości przewodu. Wlot, rozszerzony na 23% długości przewodu, ma kaliber silnie powiększony do 0,21 mm. Wylot, rozszerzony na 67% długości, ma jeszcze na 57% przewodu wymiar o 0,19 mm większy od normalnego. Ujście jego powiększyło się o 0,22 mm. Gwinty prawie zupełnie już zanikły, z wyjątkiem środkowej części przewodu, gdzie lekko jeszcze trzymają.

Rozrzut wzrasta bardzo silnie do trzy, a nawet czterokrotnego wymiaru rozrzutu lufy nowej. Broń jest więc już wybitnie niecelną; Ślady pocisków na tarczy mają już wyraźny charakter owalizacji. W ostatniej wreszcie chwili (pomiar 29) pojawiają się wyraźne skośniki w ilości około 5% ogólnej ilości strzałów. Nie są to jeszcze wprawdzie zupełnie w bok uderzające pociski, ale zawsze ślady o powierzchni 2 do 3 razy większej, od śladów dobrze biegnącego pocisku.

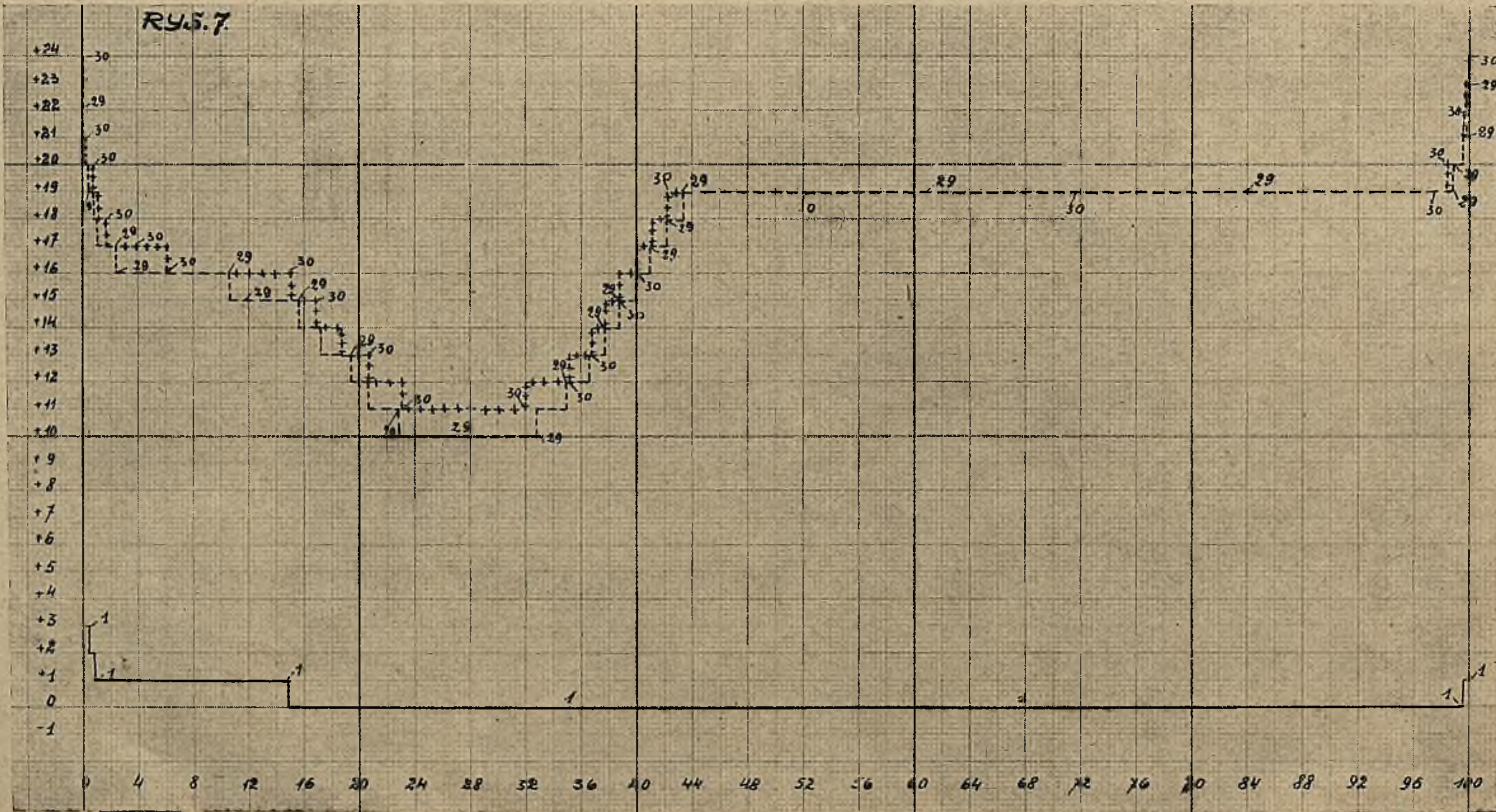
Wygląd lufy jest fatalny, wyżarcia tworzą poprostu krajobraz księżycowy.

Z tą chwilą, z pojawieniem się skośników, lufa jest zupełnie wykończona, dalsze zniszczenie (rys. 7, pomiar 29 do 32) następuje w tempie lawinowem. Lufa przestaje być drogą pocisku, a staje się kaloszem, przez który każdy pocisk swodobnie się przeciśnie. Skośniki stają się zupełne. Powoli trafienie tarczy staje się wykluczone. Do tarczy dochodzi ledwo 40% ogólnej ilości strzałów. Wreszcie w dalszym procesie zużycia, naboje padają kilka lub kilkanaście kroków przed lufą.

Z chwilą pojawienia się skośników, szybkość opada gwałtownie o 100 do 150 m/sek. Dokładność jej staje się znikomą; uchylenia 60, 100 a nawet 130 m/sek. nie są rzadkością. Lufa jest zupełnie do niczego.

Takim jest typowy przebieg zużycia lufy karabinowej, gdy strzelamy z niej nowoczesną amunicją płaszczową.

Wiek lufy, a właściwie ilość strzałów, potrzebnych do osiągnięcia stanu zupełnego zużycia, mogą być bardzo rozmaite, od kilku do


RYS. 7
+24
+23
+22
+21
+20
+19
+18
+17
+16
+15
+14
+13
+12
+11
+10
+9
+8
+7
+6
+5
+4
+3
+2
+1
0
-1
0
4
8
12
16
20
24
28
32
36
40
44
48
52
56
60
64
68
72
76
80
84
88
92
96
100

Rys. 7.

kilkunastu tysięcy. Ale zawsze mamy do czynienia z podobnemi okresami.

Ich czas trwania, obliczony nawet procentowo w stosunku do ogólnego „wieku lufy", zależny jest w dużym stopniu od rodzaju użytych naboi, a więc od pocisków, prochu, szybkości początkowej i ciśnień, jakie panują w lufie. Trudno więc podać tu jakiekolwiek reguły.

Dla celów orjentacyjnych podam tylko cyfry, uzyskane w jednym gatunku luf i przy użyciu tej samej amunicji. Oznaczają one w procentach ilość strzałów, po których kończy się dana faza, przyczem ilość naboi do pojawienia się skośników oznaczam cyfrą 100.

Faza	Czas trwania (ilość naboi w procentach) ogólnego wieku lufy:		
	od	do	średnio:
1. Przewężenie	36	55	44
2. Rozszerzanie	45	65	57
3. Wycieranie się gwintów . .	76	86	83
4. Ostateczne zniszczenie się lufy:	—	—	100

I tu więc panuje duża różnorodność, mimo identycznego materjału lufy i identycznych naboi, użytych do strzelania. W każdym jednak razie widać, że w danym typie luf i przy danej amunicji najdłużej trwa faza pierwsza, przewężanie (przeciętnie 44% ogólnej ilości strzałów). Wobec tego, że przez ten czas lufa wykazuje cechy bardzo zbliżone do lufy nowej, to też tego rodzaju zużywanie się broni jest bardzo korzystne.

Kiedy lufa jest już niezdatną do użytku? Momentem tym jest niewątpliwie chwila pojawienia się skośników, a więc koniec fazy 4-ej. Pojawienie się skośników jest bowiem zawsze połączone z nieobliczalnym wprost wzrostem rozrzutu i to nawet na najbliższe odległości, co pociąga za sobą zupełną niepewność, gdzie wogóle padnie pocisk.

Lufa taka jest więc już do strzelania zupełnie niezdatną.

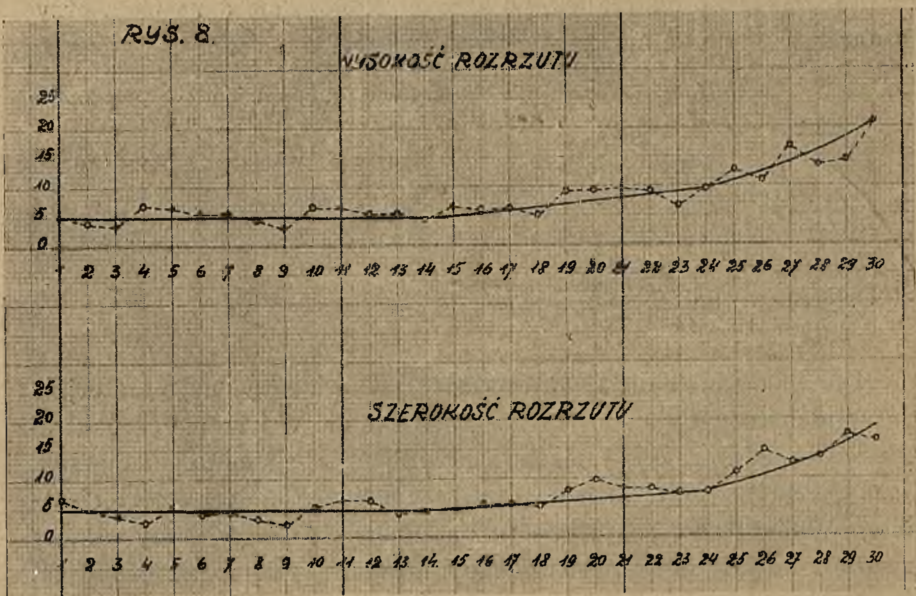
Ale już i wcześniej, po ukończeniu się fazy 3-ciej, broń staje się bardzo niecelną. Rozrzut jej wzrasta przeszło dwukrotnie wzwyż i wszerz, razem więc 4-ro krotnie w porównaniu do rozrzutu początkowego, i — w miarę dalszego strzelania — rośnie bardzo szybko (rys. 8).

Broń nie jest jeszcze niepewną, ale jest już niecelną. Na bliższe odległości strzelać z niej ostatecznie można, ale rezultaty strzelania

nie będą już dobre. Jeżeli się więc chce mieć broń celną, w tej fazie nie powinno się jej już używać.

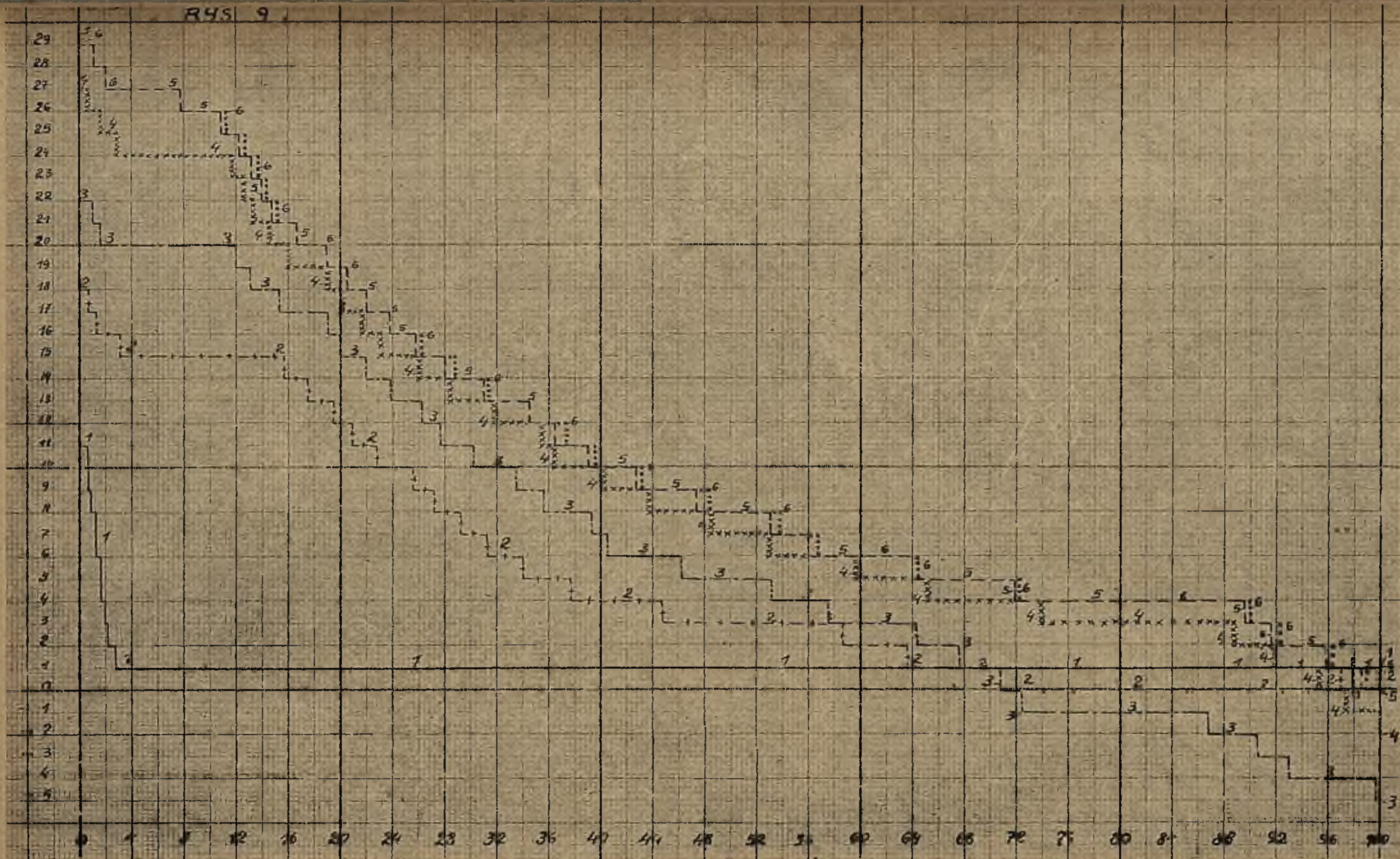
Jeżeli wreszcie chodzi o broń precyzyjną, stosowaną np. do zawodów lub do badań naukowych, nie należałoby jej używać dłużej, niż podczas pierwszej fazy. Wtedy tylko bowiem jest ona zbliżoną do normalnej celności broni nowej; po przekroczeniu tej fazy rozrzut wzrasta, broń staje się mniej precyzyjną.

Ponieważ jednak, jak widzieliśmy poprzednio, przejście z fazy



Rys. 8.

pierwszej do drugiej, jest raptowne, a ponadto różne od lufy do lufy, to też, używając broni precyzyjnej, nigdy nie wiemy, czy próg ten przekroczyliśmy już, czy też jeszcze nie. Dla badań więc amunicji (a więc tam, gdzie nam zależy na doskonałym stanie broni), określamy doświadczalnie przeciętny wiek lufy w jej pierwszej fazie, a ponadto, dla wszelkiej pewności, dzielimy jeszcze ten wiek na trzy równe okresy, nazywając np. lufę w pierwszym okresie lufą A, w drugim B, w trzecim C, i określamy stale wszelkie dane temi trzema lufami równocześnie. Tą drogą można uzyskać pewność, że dane, uzyskane przy próbach, będą bliskie rzeczywistości.



Rys. 9.

3. Przebieg zużycia lufy w broni maszynowej.

W broniach maszynowych o lufach chłodzonych powietrzem, zużycie luf przedstawia się zupełnie inaczej. Weźmy jako przykład lufę, podaną na rys. 9, gdzie dla jasności zostawiłem tylko 5 pomiarów. Fazy jej zużycia są podobne do lufy karabinowej, ale zużycie lufy idzie w zupełnie innym kierunku: wylot trzyma, a zużywa się tylko wlot. Charakterystyczną jest tu rzeczą, że nawet przy lufie skośnikowej (pomiar 6) wylot jest prawie zupełnie równy kalibrowi nominalnemu.

Ten typ zużycia lufy nazywamy *typem wlotowym*. Pochodzi on głównie z tego, że wysokie temperatury, jakie proch wytwarza, rozgrzewają lufę blisko wlotu tak silnie, że sprzyjają raczej zniszczeniu części wlotowej, niż wylotowej. Lufa wykazuje też naogół znacznie większe wyżarcia i wypalenia, niż lufa karabinowa.

Szybkość w tych lufach zachowuje się też inaczej, niż w lufie wlotowej. I tak np. przy pomiarze 3-cim (przewężenie) szybkość danej lufy wynosi o kilkanaście m/sek. mniej, niż przy pomiarze pierwszym. A więc w lufie typu wlotowego nie mamy ani chwilowego wzrostu szybkości początkowej, jak w większości luf typu wylotowego, ani nawet jej utrzymania się na poprzednim poziomie, jak w innych lufach tego typu, ale wprost przeciwnie, szybkość ta nieustannie maleje i to stosunkowo silnie.

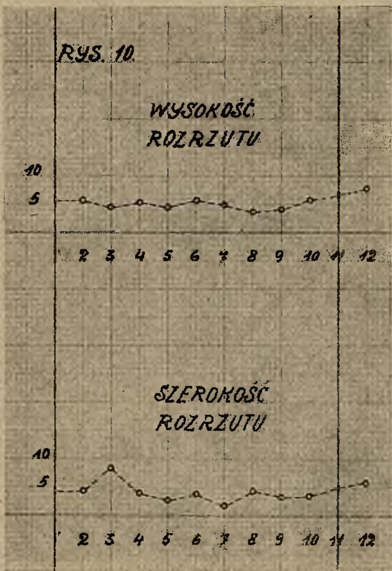
Również i zmienność celności broni jest zupełnie inna. Rozrzut mianowicie trzyma się do ostatniej prawie chwili na poziomie rozrzutu początkowego (por. rys. 10, przedstawiający typowy przebieg rozrzutu lufy typu wlotowego), aż dopiero nagle pojawiają się skośniki i rozrzut staje się nieobliczalny.

Tego więc typu lufa nigdy nie ostrzega, jak lufa typu wylotowego, że koniec jej się zbliża, lecz nagle skokowo z zupełnie dobrej staje się niezdatną do użytku.

Lufy karabinów maszynowych, chłodzonych powietrzem, przedstawiają przy strzelaniu o silnem natężeniu typ pośredni między typami wlotowym a wylotowym, t. j. zużycie ich jest takie, ze zużywa się zarówno wlot i wylot.

Powiększenie się szybkości, jeżeli zachodzi, to w nieдużej tylko mierze, rozrzut przeważnie wzrasta wraz z zużyciem, choć przy gwałtowniejszem natężeniu ognia zdarzają się lufy, przy których wzrost rozrzutu jest raptowny, zupełnie jak przy lufie typu wlotowego.

Im bardziej typ lufy jest zbliżony do typu wylotowego, tem korzystniejsza jest lufa c. k. m. Uwzględniając bowiem, że c. k. m. strzelają często nad głowami własnych oddziałów, lepiej jest, jeżeli wzrost rozrzutu ostrzega o zużywaniu się lufy, niż jeżeli z lufy, przed chwilą jeszcze pozornie zupełnie dobrej, wylatują nagle skośniki.



Rys .10.

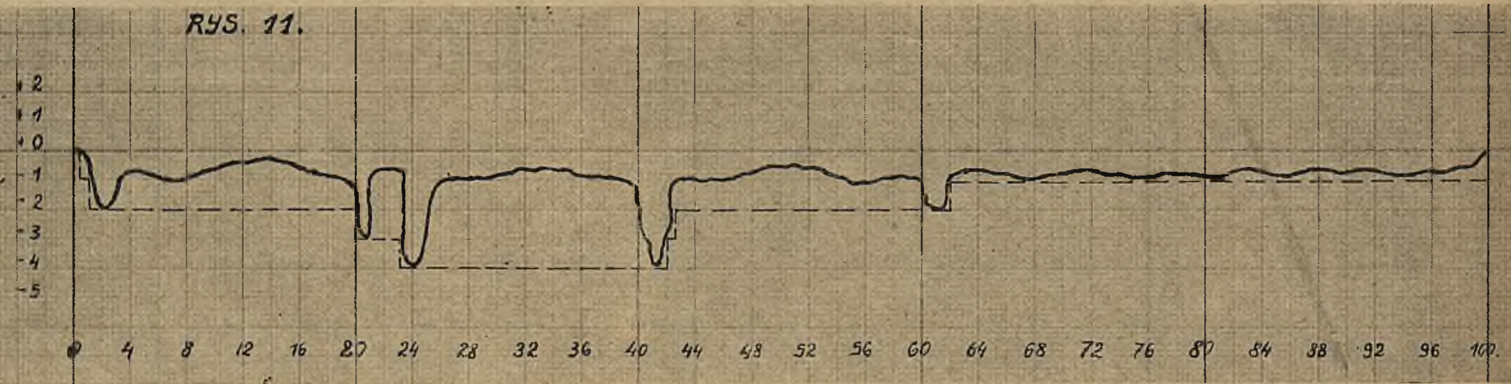
4. Wpływ zużycia lufy na lot pocisku.

Jak widzieliśmy poprzednio, zużycie lufy polega na:

a) Przewężaniu przewodu
b) Rozszerzaniu się wylotu
c) Rozszerzaniu się wlotu
d) Wypalaniu się komory nabojowej.

Jaki wpływ wywiera każde z tych zjawisk na lot pocisku?

a) **Przewężanie się przewodu** nie wywiera na lot pocisku zbytnio ujemnego wpływu. Jest ono natury raczej lokalnej, w postaci narostów lub rozszerzeń w pewnych punktach przewodu, uniemożliwiających przesunięcie kalibru. Faktycznie bowiem, jak to na przecięciu lufy można stwierdzić, lufa, która przy kalibrowaniu przedstawia się jak linja kreskowana na rys. 11 (jest to rysunek schematycz-


RYS. 11.
+2
+1
+0
-1
-2
-3
-4
-5
0 4 8 12 16 20 24 28 32 36 40 44 48 52 56 60 64 68 72 76 80 84 88 92 96 100.

Rys. 11.

ny, a nie faktyczny obraz rzeczywistości), w rzeczywistości wygląda tak, jak to przedstawia linja gruba na tym rysunku. Wynika to z samej techniki kalibrowania, która polega na tem, że wałek stalowy odpowiedniego wymiaru wkładamy do przewodu i próbujemy, jak daleko wejdzie. Wystarczy więc, by na drodze tego wałka stanęła najmniejszych nawet wymiarów przeszkoda, by dalsze jego wepchnięcie było niemożliwe i by dalsza część lufy wydawała się pozornie węższą od wymiaru wałka.

Tymczasem przecięcie lufy wykazuje, że te „przewężenia", są to poprostu lokalne narosty obce, lub też fałdy materjału lufy, o niedużych stosunkowo rozmiarach.

Pocisk więc przechodzi koło takiej przeszkody, nie doznając poważnej szkody, celność jego nie zmienia się, a szczelność lufy niewiele na tem cierpi. Jedynie ciśnienie wzrasta skutkiem tych lokalnych przewężeń, a tem samem wzrasta i szybkość początkowa.

Z drugiej jednak strony, drobne lokalne rozszerzenia — niewidoczne przy kalibrowaniu, lecz dające się stwierdzić po przekrojeniu lufy — powodują uchodzenie gazów, co znów obniża szybkość. Zależnie więc od tego, który z tych wpływów (wzrost ciśnienia, czy uchodzenie gazów) przeważa, szybkość wylotowa rośnie lub maleje, w nieznacznych zresztą granicach. W większości wypadków przeważa wzrost ciśnienia, a więc i szybkości; zdarzają się jednak, jak to poprzednio podałem, i wypadki przeciwne. Jedna i druga zmiany są nieznaczne i bez podrzędnego znaczenia dla wyniku strzelania.

Przewężenia nie są więc naogół szkodliwe dla samego strzału; są one jednak szkodliwe dla lufy, ponieważ wzrost ciśnienia przyśpieszą oczywiście jej zużycie. Dlatego też najlepszą byłaby taka lufa, przy której przewężenia te byłyby minimalne, a równocześnie rozszerzenie zaczęłoby się bardzo późno.

Niestety, realizacja tych wymagań jest bardzo trudna. W większości luf dłuższy okres przewężania jest gwarancją ich długowieczności, ponieważ im prędzej on mija, tem wcześniej zaczyna się druga, bardziej szkodliwa faza: rozszerzanie się przewodu.

b) **Rozszerzanie się wylotu.** Jeżeli wlot trzyma, pocisk w tylnej części lufy wchodzi w gwinty prawidłowo (osiowo) i łagodnie, dostaje więc obrót normalny. Ciśnienie początkowe jest również prawidłowe. Przechodząc jednak (mniej więcej w połowie lufy) do zużytej, lejowatej, wylotowej części jej przewodu, pocisk przestaje przylegać szczelnie do rozszerzonych już jego ścian. Gazy uciekają

między pociskiem a lufą, czem tłumaczy się zmniejszenie szybkości początkowej. Równocześnie ten ubytek gazów jest bardzo nierówny od strzału do strzału, zależnie od grubości pocisku, różnej, w drobnych coprawda granicach, od naboju do naboju. Różnice te, mimo iż drobne, wystarczają jednak, by pocisk przestawał szczelnie przylegać do lufy raz bliżej, drugi raz dalej. Ubytek gazów jest więc rozmaity, a z nim i silnie waha się szybkość początkowa.

Pocisk, nie prowadzony ściśle w lufie, nie biegnie w niej prawidłowo, jak w lufie nowej, lecz — przy równoczesnem drganiu, a więc niejako falowaniu lufy — obija się o nią, bije w niej, otrzymując niekorzystne dla lotu drgania poprzeczne. Równocześnie gazy, wylatujące z nieszczelnej lufy, uderzają o pocisk znacznie silniej, niż w lufie nowej. Dostaje on więc silne początkowe chybotanie, niekorzystnie wpływające na jego lot, a tem samem i celność.

W miarę zużywania się wylotu, te ujemne zjawiska wciąż się potęgują. Równocześnie gwinty zaczynają się coraz bardziej wycierać, pocisk biegnie w nich na coraz to krótszej przestrzeni, uzyskując szybkość obrotową nie tę, jaka odpowiada jego szybkości wylotowej, ale taką, jaką uzyskał w momencie, gdy gwinty przestały nań działać. W tym więc samym czasie, kiedy wzrastają czynniki odchylające, maleje szybkość obrotowa pocisku, która wszak służy do tego, by tym wpływom odchylającym przeciwdziałać i utrzymać pocisk w równowadze. Niekorzystne te czynniki potęgują wzajemnie swe działanie; stabilizacja pocisku staje się coraz gorsza, chybotanie jego staje się tak duże, że owalizację śladów widać już gołem okiem, aż wreszcie szybkość obrotowa staje się niedostateczną, by ustabilizować pocisk i pocisk przewraca się na torze, czyli koziołkuje.

c) **Rozszerzanie się wlotu.** Działanie rozszerzania się wlotu jest zupełnie odmienne. Powiększenie się kalibru lufy w jej początku powiększa niejako stożek przejściowy. Skutkiem tego pocisk wtłacza się w gwinty później, komora nabojowa się powiększa, ciśnienie początkowe gazów maleje. Proch spala się wolniej, szybkość spada. Tem też się tłumaczy, dlaczego w lufie typu wlotowego szybkość stale maleje, mimo przewężeń, które w niej powstają. Wzrost bowiem ciśnienia, spowodowany przez to przewężęnie, jest dużo mniejszy, niż jego ubytek przez rozszerzenie się początkowej komory rozprężania gazów.

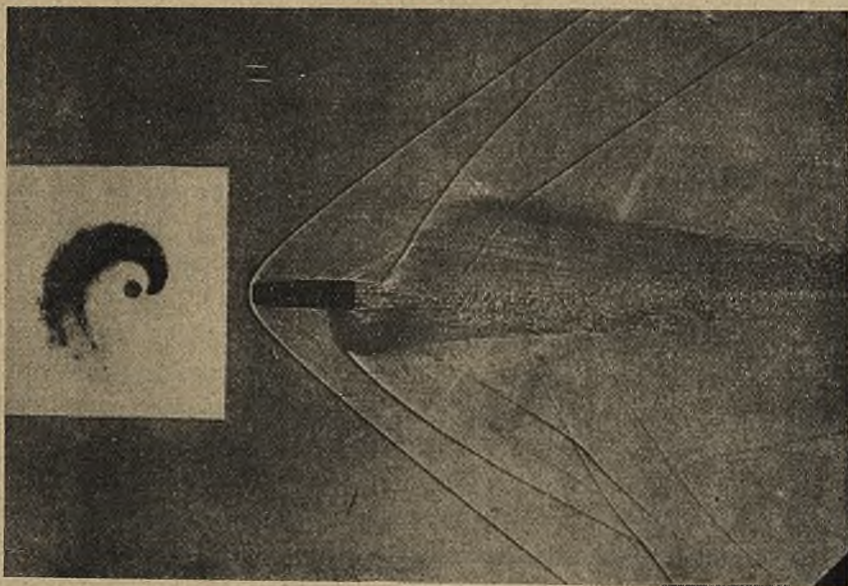
Pocisk wchodzi w gwinty później, ale skutkiem tego, że gwinty wylotu dobrze trzymają, dostaje szybkość obrotową, odpowiadają-

cą jego szybkości wylotowej, co zapewnia w sposób dostateczny jego stabilizację.

Gazy ulatują częściowo przed pociskiem, skutkiem zbytniego rozszerzenia przewodu we wlotowej części lufy. Ale w miarę, jak pocisk biegnie ku wylotowi, upływ gazów staje się coraz mniejszy, tak, że uderzenie gazów jest u wylotu nie o wiele większe, niż przy lufie nowej. Równowaga pocisku jest więc dobra, lot jego prawidłowy, celność nie ulega zmianie.

W miarę jednak rozszerzania się części wlotowej, pocisk coraz później dostaje się w gwinty; w chwili wtłaczania się w nie posiada więc coraz większą energję. Werżnięcie się gwintów w pocisk, zamiast być łagodne i stopniowe, jak w lufie nowej, staje się coraz bardziej gwałtowne i brutalne, co oczywiście bynajmniej nie działa korzystnie na pocisk.

Jak silnym może być wpływ tego zbyt gwałtownego uderzenia, świadczy przykład, podany w Army Ordnance Nr. 55 (lipiec—sierpień 1929 r.) przez Filipa P. Quayla (rys. 12). Przedstawia on pocisk,



Rys. 12.

wystrzelony z lufy, w której 40% gwintów od wlotu było zupełnie zniszczonych. Uderzenie pocisku o pola było tak silne, że przerwa-

ło jego płaszcz; wywołane przez nie ciepło było dostateczne, by częściowo stopić ołów rdzenia. Ołów ten, wypływając z przerwanego płaszcza, tworzy dokoła pocisku rodzaj ogona komety, zakreślającego spiralę wskutek obrotowego ruchu pocisku. Ten wypływ ołowiu widać wyraźnie na fotografji iskrowej. Równocześnie na tarczy (lewą fotografja), umieszczonej około 7 m przed wylotem, widać wyraźnie ślad ołowiu, zatrzymanego przez tarczę.

Oczywiście tak silne działanie występuje tylko wyjątkowo. Normalnie płaszcz dość długo jeszcze wytrzymuje brutalne nawet wciśnięcie się w gwinty. Póki to trwa, celność broni stosunkowo niedużo na tem cierpi; stabilizacja pocisku jest bowiem zawsze prawidłowa, a wpływy odchylające; choć duże, lecz nie o wiele są większe, niż w lufie nowej.

Przychodzi jednak chwila, w której mniej odporne płaszcze nie wytrzymują gwałtownego uderzenia o gwinty. Pocisk nie otrzymuje już ruchu obrotowego, lecz przedziera się przez gwinty prawie że bez obrotu, lub z obrotem tylko nieznacznym; stabilizacja jest zupełnie zła, zaczynają się skośniki, lufa staje się nie do użycia.

Przekroczenie tej granicy, jak każde przekroczenie granicy wytrzymałości, jest dość nagłe. Tem też tłumaczy się gwałtowne i niespodziane pojawianie się skośników w lufie wlotowej, w przeciwieństwie do stopniowego powiększenia rozrzutu w lufie wylotowej.

Jak już na wstępie wspomniałem, twierdzenie powyższe, jak i cały zresztą opis zużycia lufy, odnosi się wyłącznie do broni, strzelających pociskami płaszczowemi. Jeżeli jednak pocisk jest ołowiany, zużycie się wlotu jest dla niego o wiele szkodliwsze, niż zużycie wylotu. Miękkość jego zezwala bowiem na dość szczelne wypełnienie nawet powiększonego wylotu. Celność wtedy coprawda maleje, skutkiem niekorzystnej zmiany kształtu, ale w stopniu dużo mniejszym, niż w pocisku płaszczowym.

Natomiast zniszczenie wlotu powoduje przedewszystkiem, że pocisk nie wchodzi w gwinty należycie osiowo, co wywołuje przy dużej miękkości ołowiu jego przekręcenie i zniekształcenie się w lufie, niezmiernie szkodliwe dla celności. Ponadto, zbyt silne działanie gwintów na gwałtownie weń wcinający się pocisk (skutkiem zużycia części wlotowej) zniekształca miękki pocisk. Jasnem jest więc, że celność musi być znikomą.

W przeciwieństwie więc do pocisków płaszczowych, dla celno-

ści pocisków ołowianych, decydującą jest nie część wylotowa, lecz raczej część wlotowa lufy.

d) **Wypalanie się komory nabojowej** ma w nabojach, zaopatrzonych w płaszcze, bardzo tylko mały wpływ na celność. Powiększenie się bowiem komory jest znacznie mniejsze, niż stożka przejściowego, a ciśnienie gazów jest zawsze wystarczające, by zapewnić dostateczne rozszerzenie łuski, a więc i uszczelnienie wlotu.

Natomiast wciskanie łuski w nierówną powierzchnię komory nabojowej powoduje jej bardzo silne klejenie się do lufy; wyciąganie łuski staje się coraz trudniejsze i powstają częste zerwania łusek, tak charakterystyczne dla zużytej komory nabojowej, zwłaszcza w broni maszynowej.

Zużycie się komory nabojowej jest natomiast znacznie szkodliwsze w broniach o pociskach ołowianych, zwłaszcza w lufach małokalibrowych. Z jednej bowiem strony zużyta komora nie zapewnia więcej należycie osiowego wejścia pocisku do lufy, czego znaczenie wyżej omówiłem. Z drugiej zaś, małe ciśnienie w tej broni nie może wtłoczyć łuski w nierówności komory nabojowej, część gazów uchodzi do tyłu, co niepokoi strzelca i szkodzi celności.

Jak więc z powyższego widać, zużycie lufy jest zawsze dla pocisku niekorzystne. Dążeniem więc konstruktorów jest lufę coraz bardziej uodpornić na zniszczenie przez ulepszanie jej materjału i uszlachetnianie przewodu. Ale tego rodzaju udoskonalenia mogą tylko przeciągnąć okres zużycia, t. j. rozłożyć jego przebieg na większą ilość strzałów. Samego procesu zużycia nie mogą jednak zmienić.

Z tego też względu opis powyższy odpowiada w grubych zarysach wszelkim typom luf, strzelających pociskami płaszczowemi, o płaszczach twardych, bez względu na ilość strzałów, jakie one wytrzymują, z zastrzeżeniem jedynie co do luf ze stali uszlachetnionej, co do których brak dotąd danych dostatecznie wyczerpujących.

II.

METALOGRAFICZNA ANALIZA ZJAWISKA.

Opisane w cz. I niniejszego artykułu przez p. majora Dr. T. Felsztyna zjawiska zużycia lufy, obrazują nam przebieg i skutki tego zużywania się. Moim celem jest przedstawić powody tego zużycia.

Zagadnienie, co istotnie jest i może być przyczyną zużycia się luf, było wielokroć dyskutowane; wystawiono wiele teoryj, z których każda ma częściowe uzasadnienie w podanym przez poszczególnych autorów materjale doświadczalnym.

Już ten sam fakt świadczy o wielkiem skomplikowaniu zjawisk i o różnorodności wpływów, z któremi mamy tu do czynienia. Zamiarem moim nie jest więc przedstawić całokształt zagadnienia, szeroko swego czasu dyskutowanego na łamach fachowej prasy zagranicznej (np. w „Army Ordnance" Nr. 30 z 1925 r.), lecz zajęcie się tylko jednym jego wycinkiem, a mianowicie czasowym przebiegiem zjawisk w lufie.

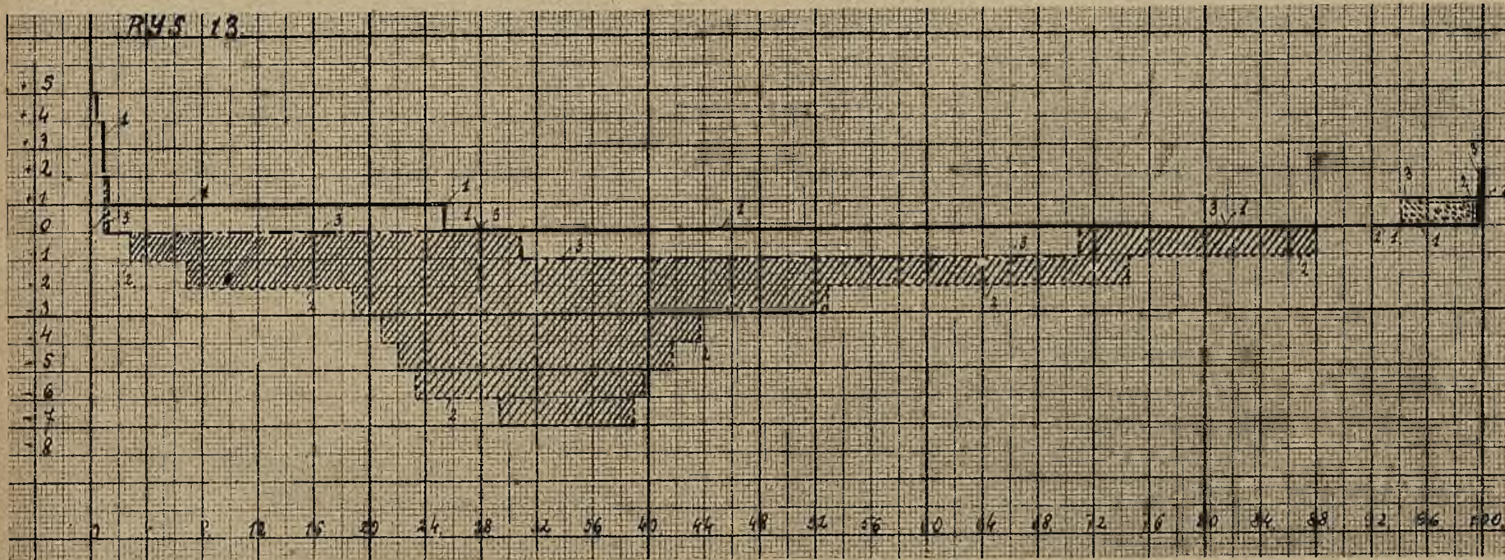
W odróżnieniu mianowicie od dotąd publikowanych prac, które badanie zużycia uskuteczniały dopiero po całkowitem wypaleniu się przewodu, a więc wtedy, kiedy pozostały jedynie skutki działania sił niszczących, praca przeze mnie przeprowadzona miała na celu zbadanie kolejnych stadjów zużycia lufy (w myśl podziału, przedstawionego w cz. I przez mjr. dr. Felsztyna), a tem samem schwytanie zjawisk niejako in flagranti. Sądzę, że może przyczyni się to w pewnym stopniu do wyświetlenia przyczyn i przebiegu zużycia lufy karabina i karabina maszynowego.

a) **Lufa po kilkuset strzałach** (faza przewężenia).

Zwracając baczną uwagę na zachowanie się luf po kilkuset strzałach, łatwo zauważyć charakterystyczny objaw, że kaliber przewodu na pewnej przestrzeni zacieśnia się o parę setnych części milimetra. Przy badaniu tego zjawiska nasuwa się w pierwszym rzędzie przypuszczenie, że przyczyną jego muszą być osady niklowo-miedziowe, które bardzo silnie przywierają do powierzchni przewodu i dają się usunąć tylko drogą chemiczną (n. p. przez rozpuszczenie ich amonjakiem).

Ażeby zbadać słuszność tego przypuszczenia, wzięto lufę przewężoną, starannie oczywiście przekalibrowaną przed strzelaniem, i trawiono jej osady niklowo-miedziowe dopóty, aż analiza jakościowa wykazała brak jakichkolwiek nawet śladów niklu i miedzi w przewodzie.

Wynik przedstawia rys. 13. Pole zakreskowane, to osady niklowo-miedziowe, pole zakropkowane (przy wylocie lufy), to rozszerzenie przewodu. Pomiar 1. przed strzelaniem, pomiar 2. po strzelaniu, a pomiar 3-ci po usunięciu osadów niklowo-miedziowych. Prze-



Rys. 13.

wężanie na skutek osadów w danej lufie zaczyna się na 3% długości lufy, a kończy się na 88% długości lufy.

Po jego usunięciu zostaje jednak jeszcze przewężenie, nie związane z osadami, a więc przewężenie trwałe, które zachodzi w samym materjale (patrz rys. 13, pola między pomiarem 1, a 3). Podobne zmiany zachodziły we wszystkich badanych przeze mnie w tej fazie lufach broni palnej.

Ażeby zbadać ich przyczynę, poddano jedną z takich luf badaniom metalograficznym; pocięto mianowicie całą lufę na szereg próbek (poprzeczne przekroje lufy) zalewając uprzednio przewód stopem łatwo topliwym w temperaturze +96° C, ażeby drobne cząsteczki materjału przy przecinaniu nie odrywały się od powierzchni przewodu. Badano kolejno każdą próbkę pod mikroskopem, zwracając szczególną uwagę na próbki z miejsca największego przewężenia.

Przy badaniu okazało się, że powierzchnia przewodu jest zdeformowana, wskutek oporu, jaki pocisk spotykał w miejscu przewężenia. Największe przewężenie wypada w miejscach, gdzie były i największe osady. Pierwszym czynnikiem powodującym przewężenie trwałe był więc osad niklowo-miedziowy, który coraz więcej osadzał się na ściankach przewodu. Pocisk torując sobie drogę wywierał duże ciśnienie na przestrzeni osądów, co pociągnęło za sobą i deformację w samym materjale.

Fot. 1 (mikrofotograficzna) materjału lufy z pasa przewężenia, a równocześnie miejsca najwyższych temperatur i ciśnień, przedstawia nam deformację powierzchni przewodu. Jasne i ciemne ziarna metalu (ferryt i perlit) przedstawiają wydłużone włókna.

Ziarna wskutek silnego naprężenia uległy zgniotowi, tworząc pasemka. Obserwacja próbek metalograficznych położonych poza pasem przewężenia (i równocześnie najwyższych temperatur, ciśnień i osadów niklowo-miedziowych) wykazała, że struktura materjału na powierzchni lufy jest normalna, materjał nie ulega deformacji, jak w pasie wyżej wymienionym (patrz fot. 2). Chcąc się przekonać o charakterze deformacji (zgniotu) poddano próbki, w których ten zgniot stwierdzono wyżarzaniu w piecu elektrycznym przy temperaturze 780° C przez 30' i otrzymano budowę podobną, do budowy w pasie niezdeformowanym, z tą tylko różnicą, że dłuższy czas wyżarzania spowodował większe skupienie ziarn ferrytu i perlitu (patrz fot. 3). W budowie materjału nastąpiła rekrystalizacja, ziarna struktury wróciły do stanu normalnego, budowa stała się więcej gruboziarnista, a kształt ziaren przyjął charakter umiarowy.



Fot. 1.
Deformacja na powierzchni przewodu
(powiększenia X 170).



Fot. 2.
Struktura normalna na powierzchni przewodu
(powiększenie X 170)



Fot. 3.
Struktura próbki 1 po wyżarzeniu przy temp.
780^0 C przez 30' (powiększenie X 170).



Fot. 4.
Obrazuje przewalcowanie materjału w pasie
przewężenia (powiększenie X 170).

Według teorji Tammanna, siły, wywołujące zgniot, powodują stopniowe przesunięcie elementów, które występują początkowo zwłaszcza w kryształach najkorzystniej położonych do kierunku działania sił. Zgniot wzrasta w miarę, jak coraz więcej tych elementów doznaje przesunięcia. W miarę wzrostu sił odkształcających występują deformacje w dalszych kryształach i t. d.

Po takiej operacji zgniotu występuje zawsze zwiększenie objętości materjału, wskutek tego, że zdeformowane ziarna materjału, mając elementy krystaliczne mniej regularnie ułożone, zajmują większą objętość niż przed zgniotem. Dalsze zwiększenie natężeń powoduje naruszenie siatki krystalicznej na powierzchni przewodu i powstają przewalcowania materjału wyraźnie widoczne na fot. 4 i 5.

Badanie metalograficzne zjawisk wykazuje więc, że powodem przewężenia są z jednej strony osady niklowo-miedziane, z drugiej zaś zmiany w strukturze krystalicznej przewodu lufy, spowodowane najprawdopodobniej powiększeniem ciśnień w przewodzie w miejscu tworzenia się osadów niklowo-miedzianych.

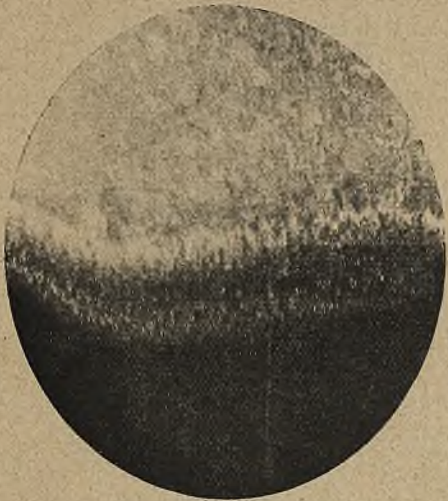
Czy te zmiany w strukturze krystalicznej powstają w miejscu, gdzie kryształ znajduje się w lufie nowej, czy też mamy tu do czynienia z przesuwaniem się kryształu z wlotu do wylotu (jakby na to zdawał się wskazywać opisany w cz. I niniejszego artykułu falisty charakter powstawania przewężeń), o tem na podstawie posiadanego przeze mnie materjału rozstrzygnąć nie można.

b) **Lufa w fazie rozszerzania się i wycierania się gwintów.**

Dalszym stopniem opisanego procesu, są pęknięcia na powierzchni przewodu lufy. Z tą chwilą zaczyna się istotny proces niszczenia lufy, związany już z powiększeniem jej przewodu (patrz rys. 4 i 5), gdzie widać stopniowe powiększenie kalibru lufy w miarę ilości strzałów.

Dla wyjaśnienia przyczyn wycierania się gwintów i wypalania powierzchni przewodu w lufie stawiano wiele teoryj; nie wchodząc w ich rozstrząsanie, pragnę zwrócić tylko uwagę na warunki, w jakich to zużywanie się przewodu przebiega.

Przy strzelaniu z karabina i broni maszynowej, spalanie prochu wytwarza wysoką temperaturę i ciśnienie, które dochodzi ponad 3000 kg/cm^2. Wynikiem spalania ładunku prochowego są gazy jak: CO_2, CO, N_2 (w mniejszej lub większej ilości) i inne. Najwyższa temperatura i ciśnienie podczas strzelania powstaje w lufie na począt-



Fot. 5.
Obrazuje przewalcowanie materjału w pasie przewężenia (powiększenie × 170).



Fot. 6.
Lufa z ostrym gwintem (powiększenie 2,3).



Fot. 7.
Lufa ze zdartym gwintem (powiększenie 2,3).



Fot. 8.
Przedstawia naruszenie warstwy na przewodzie lufy (powiększenie × 170).

ku gwintów i stopniowo obniża się ku wylotowi lufy. W miarę ilości oddanych strzałów czynniki te, jak ciśnienie, temperatura i spaliny prochu, wpływają na odkształcenie powierzchni przewodu. Wysokość temperatury w lufie jest różna i może dochodzić do 2500° C.

Jeśli w takich warunkach znajduje się materjał, jak stal węglista, to może podlegać różnym wpływom, jak: nawęglanie, naazotowanie i t. p. działaniom gazów. Pierwszym wynikiem wyżej wspomnianych wpływów, to jest niszczenie się lufy na powierzchni przewodu, a raczej drobne pęknięcia, z jednej strony spowodowane nawęglaniem, czy też naazotowaniem, a z drugiej strony wysokiem nagrzewaniem powierzchni przewodu i raptownem ochłodzeniem przez zimne powietrze, wdzierające się do lufy za każdym pociskiem i przez masę materjału, która jest zawsze zewnątrz chłodzona.

Dalsze działanie gazów przez erozję pogarsza materjał i w dodatku gazy wdzierają się w drobne szczeliny pęknięć, rozdzierają je i tą drogą dochodzą do większych rozmiarów. Lufa zostaje pozbawiona częściowo gwintów i staje się mniej zdatną do użytku. (Patrz fot. 6 z gwintem ostrym, fot. 7 z gwintem zdartym).

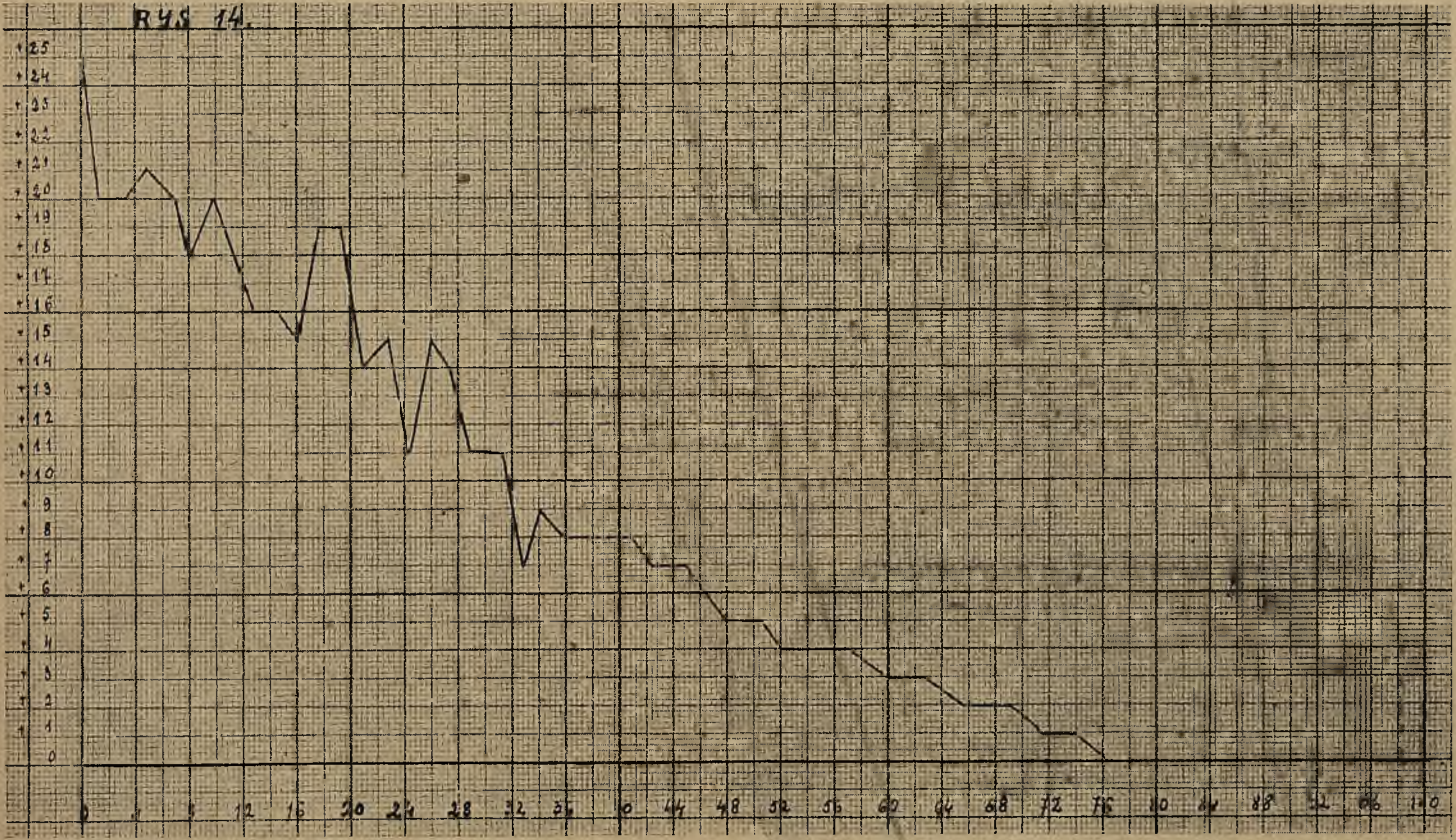
Przebieg zjawisk najlepiej uwidoczni się przez porównanie tego stanu lufy z lufą całkowicie zużytą.

c) **Lufa wypalona.**

Całkowite przedstawienie teoryj, objaśniających przyczynę zużycia lufy, przekroczyłoby zakreślone przeze mnie ramy artykułu i zmusiłoby mnie do powtarzania rzeczy czytelnikom zapewne już znanych. Celem moim jest przedstawić jedynie uzyskany przeze mnie materjał doświadczalny, obrazujący **przebieg** zużycia. Sądzę, że po podanych pod a) i b) poszczególnych jego fazach materjał ten rzuci pewne światło na charakter zjawisk i przyczyni się w ten sposób, choć w skromnej mierze, do wyjaśnienia i przyczynowej ich strony.

Co się dzieje w początkach strzelania i po kilkunastuset strzałach, to już omówiono w punkcie a i b. Obecnie zajmę się już lufą zbliżającą się do końca swego życia. Najlepiej obrazuje nam stan takiej lufy rys. 6 i 7, na których widać znaczne rozszerzenie przewodu. Badania metalograficzne lufy typowej wykazały, że powierzchnia przewodu jest w tym wypadku silnie naruszona. Rys. 14 przedstawia głębokość warstwy naruszonej w lufie (już zużytej), w stosunku do linji prostej, przedstawiającej powierzchnię styczną do przewodu lufy (zużytej). Widać wyraźnie, że choć rozszerzenie przewodu nastę-

1003



RYS 14.
25
24
23
22
21
20
19
18
17
16
15
14
13
12
11
10
9
8
7
6
5
4
3
2
1
0
0
4
8
12
16
20
24
28
32
36
40
44
48
52
56
60
64
68
72
76
80
84
88
92
96
100

Rys. 14

puje z początku lufy i z jej końca, to warstwa naruszona rozpoczyna się na początku lufy, a kończy się ku wylotowi na 76% jej długości, przyczem naruszenie to ,niezmiernie silne na początku, maleje w miarę zbliżania się ku wylotowi.

Do zużycia przewodu lufy od wlotu przyczynia się wysoka temperatura, ciśnienie i gazy. Od wylotu mogą te same czynniki, wpływać na zużycie, ale przewód lufy w tem miejscu znajduje się zupełnie w odmiennych warunkach. Jeżeli strzelamy z lufy już nieco zużytej, nawet z takiej, gdzie jeszcze przewężenie się znajduje, to praca gwintów już nie jest jednakową.

Przy wylocie pocisk ociera się mianowicie już znacznie mniej o gwinty, a gazy, przeciskając się między nim a ściankami, porywają drobne cząsteczki stali. Tem tłumaczy się szybkie zużywanie wylotu i brak szczelin w nim.

Natomiast przy komorze nabojowej gazy działają więcej rozpierająco i tem samem wdzierają się w szczeliny drobnych pęknięć, wskutek czego powstaje w materjale warstwa naruszona, przyczem mała jeszcze szybkość pocisku nie sprzyja odrywaniu się naruszonych cząsteczek od powierzchni przewodu.

Wykres warstwy naruszonej wykazuje, że przebieg jej jest zgodny z przebiegiem ciśnień w lufie i że największe naruszanie jak i największe ciśnienie jest przy komorze nabojowej i stopniowo spada ku wylotowi.

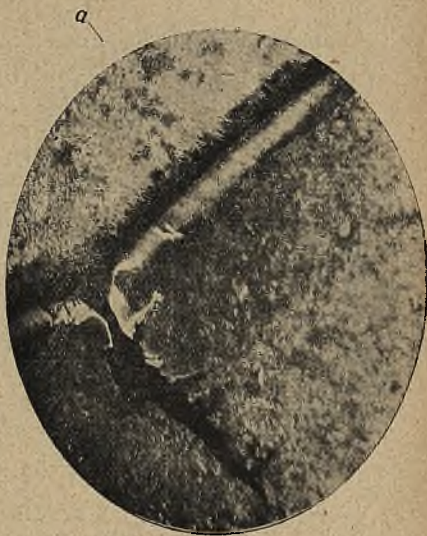
Powyższe twierdzenia obrazują nam zdjęcia mikrofotograficzne, na których wyraźnie widać, jak na powierzchni przewodu gazy podrywają drobne cząsteczki materjału i unoszą je poza lufę (patrz fot. 8 i 9). Zdjęcia fotograficzne od 8-go do 14-go przedstawiają kolejno przewód lufy od komory nabojowej, aż do wylotu. Oprócz znacznych pęknięć na powierzchni przewodu, widać na fotografji 10-tej odmienną strukturę w postaci białego paska. Przewód w tej próbce był zalany stopem (*a* na fotografji), aż do samego końca badania, aby zabezpieczyć odlatywanie drobnych cząsteczek z warstwy naruszonej. Warstwę odmienną znaleziono na 5% długości lufy, dalej już podobnej odmiany na powierzchni przewodu nie spotykano.

Fotografje 11, 12 i 13 przedstawiają coraz mniejsze naruszenie powierzchni przewodu, a na fotografji 14-tej już widać przewód gładki. Dalej warstwy naruszonej już niema, a to prawdopodobnie dlatego, że została przez strumień gazów wyrzucona poza lufę.

Chcąc się upewnić, co faktycznie wpływa na odmienną strukturę



Fot. 9.
Przedstawia naruszenie warstwy na przewodzie lufy (powiększenie X 170).



Fot. 10.
Przedstawia odmienną strukturę na powierzchni przewodu lufy z głębokiem pęknięciem (pow. X 170).



Fot. 11.
Przedstawia podrywanie cząsteczek z powierzchni przewodu w lufie (powiększenie X 170).



Fot. 12.
Przedstawia podrywanie cząsteczek z powierzchni przewodu w lufie (powiększenie X 170).

przewodu, poddano analizie chemicznej cienką warstwę materjału z przewodu lufy (zestawienie 1).

Zestawienie 1.

Odległość od początku przewodu lufy w %%	Grubość warstwy do analizy w mm	Pierwotna zawartość węgla w %%	Zawartość węgla w poszczególnych próbkach	Przyrost węgla w %%
0	0,2	0,576	1,06 %	84,0
2	0,25	„	0,90 %	56,0
23	0,41	„	0,725%	25,9
25	0,41	„	0,685%	19,0
42	0,44	„	0,647%	14,0
43	0,44	„	0,587%	1,9
68	0,38	„	0,644%	11,8
70	0,38	„	0,637%	10,6

Pierwotną zawartość węgla określono na podstawie analizy materjału lufy z części zewnętrznej. Do zbierania cienkiej warstwy materjału z przewodu lufy użyto rozwiertaków odpowiednich rozmiarów do poszczególnych próbek.

Z zestawienia widać, że nawęglanie wewnątrz lufy zachodzi w wysokim stopniu i to najwięcej w pasie najwyższych temperatur i ciśnień.

Ciekawe jest porównanie tych doświadczeń z teorją, jaką w cytowanym na wstępie artykule w Army Ordnance wysuwa autor, twierdzący, że nawęglanie względnie naazotowanie i wytworzenie skutkiem tego twardej warstwy o odmiennej strukturze na przewodzie przyśpiesza zużycie lufy. Twardsze mianowicie i bardziej kruche cząsteczki ulegają szybszej erozji pod wpływem działania gorących gazów prochowych. Potwierdzają to doświadczenia, w których gazy te wpuszczano przez małe otwory, wykonane w korkach ze stali o rozmaitym składzie. Wedle tego autora więc, tworzenie warstw powierzchniowych bardziej kruchych jest pośrednią tylko przyczyną zużycia lufy, zasadniczem jego źródłem jest jednak erozja, t. j. dzia-



Fot. 13.
Przedstawia naruszenie warstwy bliżej wylotu lufy (powiększenie × 170).



Fot. 14.
Przedstawia stan lufy przy wylocie (powiększenie × 170).



Fot. 15.
Przedstawia materjał przegrzany z lufy, która wytrzymała minimalną ilość strzałów (powiększenie × 170).



Fot. D (z Army Ordnance)
Naruszenie warstwy wewnątrz lufy (powiększenie × 100).

łanie mechaniczne gazów poruszających się z wielką szybkością i pod wielkiem ciśnieniem wewnątrz lufy.

Na dowód tego twierdzenia podaje on fotografje warstw naruszonych wewnątrz lufy, z których niektóre są zupełnie podobne do przedstawionych tu przeze mnie zdjęć (por. np. zdjęcie *D* z tego artykułu z fot. 10).

Wyniki badań, które przeprowadziłem, potwierdzają więc twierdzenie w/w artykułu Army Ordnance co do nawęglania, (danych co do azotowania nie mogłem sprawdzić ze względu na brak odpowiedniej aparatury) i co do erozji popękanych części przewodu.

Oczywiście próby, przeprowadzone przeze mnie, są zbyt szczupłe, by dać obraz całokształtu zjawiska; nie było to też moim celem. Chodziło mi tylko o to, by zbadać typowe zjawiska w czasie zużywania się lufy i tą drogą dać materjał, mogący służyć do wyjaśnienia ich przyczyn. Czy udało mi się to, zechce czytelnik sam osądzić.

Kpt. inż. MĄCZYŃSKI HENRYK.

FABRYKACJA FOSGENU W CZASIE UBIEGŁEJ WOJNY ŚWIATOWEJ.

Fosgen w przemyśle pokojowym był i jest stosowany do wyrobu barwników i preparatów farmaceutycznych, których wyłącznymi producentami i dostawcami przed wojną światową były Niemcy.

Z chwilą, kiedy fosgen w czasie wojny światowej zaczął występować jako nowy środek walki, sprawa fabrykacji fosgenu nabierała aktualności we wszystkich państwach wojujących i powstały fabryki fosgenu naprzód w Anglji (Newkastle), następnie we Francji (Lyon) i jednocześnie w Rosji (Iwanowo-Wozniesieńsk).

Wszystkie wyszczególnione fabryki miały, jako główne zadanie, produkować fosgen dla celów wojennych. Przy fabrykacji fosgenu posiłkowano się metodą „Paterno", według której fosgen otrzymywano przez połączenie chloru i tlenku węgla w obecności węgla aktywnego — jako katalizatora.

Instalacje do otrzymywania fosgenu różniły się konstrukcją aparatury i detalami w samym procesie fabrykacji. Poniżej podam opis fabrykacji fosgenu w każdej z wymienionych fabryk.

1. Fabrykacja fosgenu w Anglji.

Fabryka Alluson Chemical Works w Gateshead w pobliżu Newkastle była wybudowana według projektu d-ra I. H. Shores'a i produkowała około jednej tonny płynnego fosgenu na dobę.

Proces fabrykacji fosgenu polegał na następującem. Tlenek węgla otrzymywano drogą przedmuchiwania powietrza wentylato-

rem do generatora, wypełnionego kawałkami koksu wielkości 25—40 mm. Generatorów o wymiarach 21 m wysokości, 1,3 m średnicy było dwa. Jeden był zawsze w robocie, a drugi w remoncie.

Gaz generatorowy o zawartości 30% CO skierowywano do wieży żelaznej, średn. 2,1 m i wysokości 3 m, w której był uwalniany od pyłu węglowego.

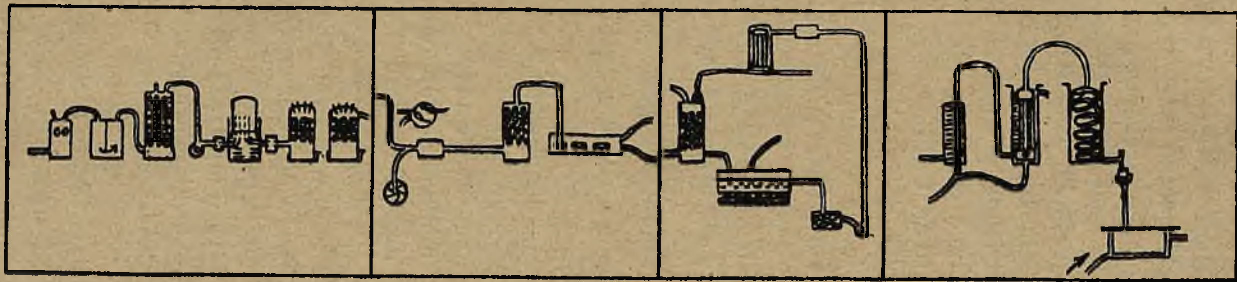
Następnie gaz przepuszczano do wieży oczyszczającej, średn. 1 m wysokości 5,4 m, wypełnionej koksem; w wieży tej spływała z góry woda w kierunku przeciwnym do ruchu przepuszczanego gazu.

W ten sposób oczyszczony gaz przepompowywano do zbiornika gazowego, pojemności około 27 m^3. Z powyższego zbiornika gaz dostawał się do odwadniaczy ołowianych, w których rozbryzgiwano kwas siarczany 66^0 Bé, którego stężenie po wyjściu z odwadniacza spadało do 62^0 Bé.

Gaz stopniowo przechodził przez dwa takie odwadniacze, z których po przejściu przez gazomierz dostawał się do komory ołowianej (średn. i wysok. 0,9 m), gdzie mieszał się z chlorem. Chlor otrzymywano metodą Weldon'a z zawartością 95% Cl_2. Chlor przepuszczano stopniowo przez dwa odwadniacze ołowiane, a następnie po przejściu przez gazomierz chlor dostawał się do wymienionej komory ołowianej. Objętości gazów — tlenku węgla i chloru brane były z takiem wyrachowaniem, ażeby tlenku węgla zawsze było o 30% więcej od chloru.

Stosunek ten musiał być utrzymywany ze względu na to, że w tych warunkach cały chlor mógł przereagować na fosgen.

Mieszaninę chloru i tlenku węgla przepuszczano do aparatu reakcyjnego-katalizatora, przedstawiającego wieżę ołowianą (śr. 0,8 m, wys. 9 m), wypełnioną węglem przepalonym z brzozy wielkości orzeszka. Węgiel był ułożony na siatce z drutu ołowianego grub. 25 mm. Nazewnątrz katalizator ochładzano zimną wodą. Gazy, wychodzące z katalizatora, zawierały około 30% $COCl_2$ i były przepuszczane przez wężownicę ołowianą, zanurzoną w oziębiony roztwór $CaCl_2$. W ten sposób oziębione gazy skierowywano do łapacza-wieży ołowianej (śr. 0,8 m, wysokość 5,4 m), wypełnionej koksem, w której na spotkanie gazów spływał oziębiony czterochloroetan $C_2H_2Cl_4$ (p. w. 147^0), pochłaniający fosgen. Jako niepochłonięte pozostawały — azot i nadmiar CO. Rozczyn fosgenu w czterochloroetanie przechodził do żelaznego zbiornika (średn. 0,75 m dł. 5,4 m), który ogrzewany był palnikiem typu Bunzena, przedstawiającym rurę, umie-



Szemat produkcji fosgenu w fabryce Alluson Chemical Works.

szczoną u dołu, wzdłuż całego zbiornika i posiadającą otwory do zapalania gazu.

Temperaturę utrzymywano w granicach 82°C.

Wydzielający się z rozczynu gaz zawierał 99—100% $COCl_2$.

Uwolniony od fosgenu czterochloroetan spływał przez wężownicę ołowianą, ochładzaną wodą i zapomocą inżektora przepompowywano go do łapacza. Wydzielający się z aparatu podgrzewającego fosgen celem ochłodzenia i wyłowienia resztek czterochloroetanu przepuszczano przez dwie równoległe, połączone ze sobą chłodnice wodne.

Dla skroplenia fosgenu, wydzielający się z chłodnic i oziębiony gaz przechodził przez wężownicę ołowianą średn. 50 mm, dług. 45 m, zanurzoną w oziębiony roztwór. $CaCl_2$.

Płynny fosgen ściekał do zbiornika żelaznego pojemn. około 2 m^3 z podwójnemi ściankami, między któremi cyrkulował oziębiony roztwór $CaCl_2$. W zbiorniku znajdował się wskaźnik poziomu płynnego fosgenu.

Oziębianie uskuteczniano roztworem $CaCl_2$ C. Wł. 1,3. Do oziębienia tego roztworu posiłkowano się maszyną chłodniczą.

2. Fabrykacja fosgenu we Francji.

Fabrykę wybudowano w Lyonie według sposobu Delorma. Wydajność 4,8 tonn fosgenu na dobę.

Fosgen znany był pod nazwą „colongite".

Chlor skroplony fabryka otrzymywała z fabryki Castner- Calnera w Anglji w stalowych butlach, zawierających 32 kg płynnego chloru, o zawartości 99,8% Cl_2 z minimalną domieszką wody.

Tlenek węgla otrzymywano drogą przedmuchiwania czystego tlenu (otrzymywanego w sąsiedniej fabryce płynnego powietrza) do rozżarzonego brzozowego lub lipowego węgla, uprzednio przepalonego do 500—600°C. Otrzymany w ten sposób gaz zawierał 94—97% CO.

Celem odwodnienia chlor z butli przepuszczano stopniowo do 4-ch żelaznych wież (średn. 1 m i wys. 3 m). Dwie pierwsze wieże wypełnione były suchym ziarnistym chlorkiem wapnia. W dwóch ostatnich wieżach cyrkulował stężony kwas siarczany w kierunku przeciwnym do ruchu gazu.

Tlenek węgla naprzód uwalniano od CO_2. W tym celu gaz przechodził stopniowo przez dwie wieże (średn. 1 m, wys. 2 m), wypełnione wapnem sodowanem, pochłaniającem CO_2. Następnie tlenek węgla celem odwodnienia przepuszczano do 2-ch wież, w których rozbryzgiwano stężony kwas siarczany.

Chlor i tlenek węgla przepuszczano do 2-ch zbiorników gazowych o pojemn. 20 m^3 każdy, z których kompresorem pod ciśnieniem 5 atm. były podawane do katalizatorów—aparatu reakcyjnego. Aparat reakcyjny składał się z 12-tu szeregowo połączonych żelaznych rur kształtu litery U (średn. 12 cm, wys. 75 cm), zanurzonych do wierzchu w wannę napełnioną wodą, nagrzewaną i podtrzymywaną stale w stanie wrzenia.

Drugą część aparatu reakcyjnego stanowiła wieża żelazna (średn. 1 m, wys. 2 m), nazewnątrz i wewnątrz której umieszczone były rury dla pary przegrzanej celem utrzymania wewnątrz wieży temp. 100° C.

Rury i wieża aparatu wypełnione były węglem aktywnym — brzozowym wielkości orzeszka. Węgiel przepalony w retortach przy temp. 800° C.

W katalizatorach następowało połączenie chloru z tlenkiem węgla, przyczem wytworzony gaz zawierał 90% fosgenu z domieszką azotu i niedużych ilości chloru. Z katalizatorów gazy skierowywane były do aparatów oziębiających. Dla wstępnego oziębiania przeznaczone były wężownice (średn. 1 m, wys 1,5 m), ochładzane wodą. Gazy przechodziły naprzód przez pierwszą wężownicę, następnie dostawały się do drugiej, ochładzanej lodem. W wężownicy tej następowało częściowe skraplanie fosgenu.

Zkolei gazy przepuszczane były do trzeciej wężownicy, umieszczonej w dobrze izolowanym rezerwuarze.

Wewnątrz rezerwuaru umieszczana była izolowana butla z płynnym chlorem. Chlor wyparowywał w szeregu wężownic, z których przez wieże odwadniające kierowany był znowu do fabrykacji.

Parowanie chloru powodowało obniżenie temperatury do —32° C. Przy tej temperaturze skraplała się większa część fosgenu. Jednakże, wskutek dużej szybkości gazów 5—7% fosgenu nie skraplało się i było przepuszczane do specjalnych wież absorbcyjnych .

Płynny fosgen przeprowadzano do zbiornika, z którego był odprowadzany zapomocą rurek do butli żelaznych. Butle przed napełnieniem fosgenem były wysuszane przy otwartych zaworach, przy temp. 400° C w ciągu 2-ch godzin. Następnie zawory zamykano i wypompowywano z butli powietrze.

Napełnianie butli fosgenem uskuteczniano na wadze.

Z podanych opisów fabrykacji fosgenu w Anglji i Francji wynika, że za podstawę metody fabrykacji fosgenu we Francji przyjęto sposób otrzymywania wysokoprocentowego tlenku węgla.

Powyższy sposób znacznie ułatwia fabrykację płynnego fosgenu ze względu na możliwość bezpośredniego skraplania go. Natomiast metoda angielska wymagała zastosowania rozpuszczalnika czterochloroetanu dla gazów, zawierających tylko 30% $COCl_2$, co komplikowało sam proces fabrykacji.

3. Fabrykacja fosgenu w Rosji.

W Rosji w czasie wojny światowej powstały 3 fabryki fosgenu: w Iwanowo-Wozniesieńsku, w Moskwie (doświadczalna fabryka) i wojskowa fabryka w Kazaniu.

A. Fabryka fosgenu w Iwanowo-Wozniesieńsku.

Tlenek węgla, otrzymywany w generatorach specjalnego typu, przepuszczany był po przejściu przez dwa hydrauliczne łapacze pyłu węglowego do zbiornika gazowego, następnie do koksowych wież z ługiem sodowym celem wyeliminowania CO_2, a później do odwadniaczy z kwasem siarczanym i do mierników.

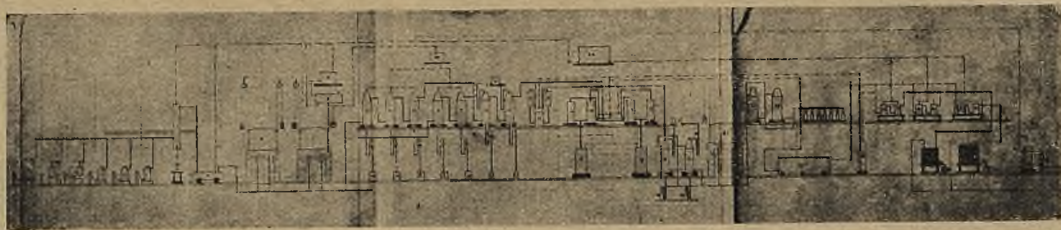
Chlor (płynny) rurami przechodził do aparatów oczyszczających z wapnem chlorowanem, następnie do zbiorników gazu, odwadniaczy z kwasem siarczanym i w końcu dostawał się do mierników.

Chlor i tlenek węgla zapomocą mierników przepuszczano do aparatu reakcyjnego — katalizatorów. Gazy z katalizatorów dostawały się do chłodnic celem skroplenia fosgenu.

Tlenek węgla otrzymywano spalaniem uprzednio przepalonego węgla w strumieniu tlenu w generatorach specjalnego typu.

Tlen otrzymywała fabryka w stalowych butlach z Moskwy lub Piotrogrodu. Zawartość O_2—93—97%. Butle zawierały à 1750 litrów tlenu pod ciśnieniem 125 atmosfer.

Węgiel stosowano głównie brzozowy, który uprzednio przepalano celem wyeliminowania wilgoci i lotnych części. Pierwotnie przepalanie węgla uskuteczniano w tyglach grafitowych. Sposób ten okazał się niepraktycznym ze względu na małą wydajność oraz gatunek otrzymywanego węgla. Następnie karbonizację węgla przeprowadzano w żelaznych piecykach, umieszczanych na trójnogu i zakrywanych żelaznemi pokrywami. Dno piecyka posiadało zasuwkę (190 × 240 mm) dla wyładowania węgla. Piecyki posiadały w górnej części rury dla odprowadzenia gazów. Jednorazowe załadowanie 10—12 kg. Co każde pół godziny karbonizowany węgiel wyładowywano i załadowywano surowiec.



Schemat produkcji fosgenu w fabryce w Iwanowo-Wozniesienskie.

Wydajność stanowiła 16—23% karbonizowanego węgla. W związku z powiększeniem produkcji wzrosło znacznie zapotrzebowanie węgla, które wymagało wybudowania pieców o większej wydajności. Były postawione piece cylindryczne, pionowe średn. wewnątrz 450 mm i wys. 1800 m, zawierające wewnątrz żelazną pochyłą siatkę do wypalania węgla.

Jednorazowo załadowanie wynosiło około 48 kg surowca.

Generatorów do otrzymywania tlenku węgla fabryka posiadała kilka typów. Pierwszy typ generatora przedstawiał żeliwny cylinder średn. 300 mm, wys. 550 mm. Tlen przez rurę średn. ¾" był dostarczany do dmuchawki, oddzielonej od generatora żelazną siatką. Dmuchawka zaopatrzona była w duży, zamykający się hermetycznie właz. Generator u góry posiadał żeliwną półkulistą pokrywę, zaopatrzoną w lej z kranem do załadowywania węgla, oraz rurę do odprowadzenia gazów. Wnętrze generatora wyłożone było ogniotrwałą cegłą i azbestem.

Prace w generatorze prowadzili w sposób następujący: Do generatora zasypywali niedużą ilość rozżarzonego węgla, dodając następnie zwykłego skarbonizowanego węgla. Zamykając zawór w rurze do odprowadzania gazów, wpuszczano do generatora skomprymowane powietrze i wyprowadzano gazy przez kran leja do ładowania. W momencie, kiedy wydzielający się gaz przy zetknięciu się z płonącem łuczywem zapalał się równym bladoniebieskim płomieniem — dopływ powietrza przerywano i uzupełniano węgiel wypalony — świeżym. Następnie łączono generator z butlą z tlenem i ostrożnie wpuszczano tlen do generatora. Wytworzone na początku gazy wypuszczano nazewnątrz celem wydalenia azotu. Otwierając zawór rury odprowadzającej gazy i zamykając kran leja ładującego, kontynuowano wpuszczanie tlenu do generatora, a wytworzony tlenek węgla przepuszczano do zbiornika gazowego. Po opróżnieniu butli tlenowej, otwierano kran leja i jednocześnie zamykano zawór rury, odprowadzającej gazy. Po dodaniu węgla rozgrzewano go świeżem powietrzem, a następnie postępowano analogicznie do wyżej podanego opisu.

Jednorazowe załadowanie węgla wynosiło 7—8 kg.

Wnętrze generatora poczynało pokrywać się szlaką, która w ciągu 7—8 godzin pracy generatora stanowiła już jednolitą warstwę, wskutek czego ścianki generatora rozpalały się do czerwoności.

Powyższe zjawisko powodowało konieczność remontu, polega-

jącego na wyłożeniu generatora wewnątrz świeżą cegłą i następnem doprowadzeniu go do stanu normalnego. Remont trwał koło 6 godz.

Gazy otrzymywane w tego typu generatorze posiadały następujący skład:

	% CO	% CO_2	% O_2	% N_2
Minimum	65,6	3,0	0,0	2,5
Maksimum	89,0	25,0	1,2	15,0
Przeciętnie	76,7	17,0	0,1	6,2

Drugi typ generatora — żeliwny — posiadał formę obciętego stożka, wewnątrz wyłożonego cegłą ogniotrwałą. Wymiary generatora: średnica górnej podstawy 500 mm, średnica dolnej podstawy — 1200 mm, wysokość 1800 mm.

Ze względu na konstrukcję generatora, uniemożliwiającą oczyszczanie jego spodu od szlaki podczas pracy, okazała się trudną do rozwiązania sprawa należytego doprowadzenia tlenu do generatora. Czas pracy takiego generatora wynosił 24 godz., poczem wymagany był remont, trwający od 3—4 dni. Gazy otrzymane w tego typu generatorze, posiadały skład następujący:

	% CO	% CO_2	% O_2	% N_2
Minimum	53,3	10,8	0	5,0
Maksimum	78,2	37,4	0,6	20,0
Przeciętnie	70,5	18,6	0,1	10,8

3-ci typ generatora, formy cylindrycznej (średn. 1000 mm, wys. 670 mm) z lejem żeliwnym do ładowania węgla, był podobny do pierwszego.

Różnica polegała na solidniejszem wyłożeniu wnętrza magnezytem.

Okres pracy takiego generatora trwał od 20—24 godzin, poczem generator wymagał remontu. Gazy, które wytwarzane były w generatorze tego typu, posiadały następujący skład:

	% CO	% CO_2	% O_2	% N_2
Minimum	70,4	4,0	—	1,0
Maksimum	94,5	23,4	—	10,0
Przeciętnie	81,2	13,6	—	5,2

Wskutek małych wymiarów ścianki generatorów stosunkowo szybko nagrzewały się do czerwoności, co przedstawiało niebezpieczeństwo ze względu na uszkodzenia generatora z powodu utleniania się

żeliwa. Siatka lub spód, oblepione szlaką, powodowały zmianę kierunku strumienia tlenu, w konsekwencji czego zachodziło niezupełne spalanie węgla, przyczem redukcja CO_2 na CO również była niekompletna.

Gazy z generatorów przepuszczano do 2-ch łapaczy pyłu węglowego. Jeden zbiornik poziomy (średn. 750 mm, dł. 2750 mm) z przegródkami; na spotkanie gazów ściekała woda. Drugi pionowy (średn. 700 mm, wys. 3000 mm), wypełniony koksem, zmaczanym spływającą wodą. Tych 2-ch łapaczy okazało się za mało dla wyłowienia całkowitej ilości pyłu węglowego i popiołu przy przepływie gazów w ilości 3 litrów na sekundę.

Zbiorniki gazu. Z łapaczy gazy przechodziły do 2-ch zbiorników, pojemności każdy około 10 m^3. Zbiorniki wewnątrz były cementowane i zakrywane pokrywami żelaznemi, utrzymywanemi na 3-ch blokach. Zbiorniki wypełniano wodą.

Ze zbiorników gazy przepuszczano do wież: absorbcyjnych celem pochłonienia CO_2 i odwadniających z kwasem siarczanym.

Wieże absorbcyjne połączone były ze sobą i wypełnione kawałkami koksu. Na spotkanie gazów ściekał ług sodowy 10—12° Bomé. Przy tym systemie uzyskiwano kompletne wyeliminowanie CO_2, oraz znaczne wykorzystanie ługu sodowego, aż do wytworzenia kwaśnego węglanu sodowego:

$$2NaOH + CO_2 = Na_2CO_3 + H_2O$$
$$Na_2CO_3 + H_2O + CO_2 = 2NaHCO_3$$

Wieże odwadniające połączone były ze sobą i wypełnione koksem, wymiarów analogicznych, jak wieże absorbcyjne. Na spotkanie gazów ściekał kwas siarczany 65—66° Bé.

Chlor. Początkowo fabryka nie posiadała płynnego chloru i zmuszona była produkować go we własnym zakresie z wapna chlorowanego. Dopiero w maju 1916 r. fabryka zaczęła otrzymywać chlor skroplony w butlach stalowych, zawierających 10 kg skroplonego chloru.

Chlor po przejściu przez zbiorniki oczyszczające z wapnem chlorowanem dostawał się do zbiorników pojemn. 10 m^3, wyłożonych wewnątrz ołowiem i wypełnionych kwasem siarczanym 66° Bé.

Ze zbiorników chlor przepuszczano przez mierniki do wieży odwadniającej, wypełnionej koksem i ściekającym kwasem siarczanym 66° Bé.

Mierniki. Do wymierzenia objętości chloru i tlenku węgla, oraz przeprowadzenia ich do zbiornika, w którym następowało mieszanie gazów, wybudowane były t. zw. mierniki, składające się z żelaznego zbiornika (średn. 780 mm, wys. 1300 mm), nad którym umieszczone były dwa jednakowe żelazne zbiorniki (mierniki) średn. 410 mm i wys. 1400 mm, pojemności około 160 litrów każdy. Dno każdego z mierników zapomocą żelaznej rurki łączono z dolną częścią zasadniczego zbiornika, który w górnej części zaopatrzony był w zawory dla ujścia skomprymowanego powietrza, oraz rurkę wodomierniczą.

Górna część mierników zapomocą rury ołowianej komunikowała się z systemem 4-ro kranowym, służącym do napełniania i opróżniania mierników chlorem i tlenkiem węgla. Mierniki funkcjonowały w sposób następujący: Ciśnienie skomprymowanego powietrza wypychało kwas siarkowy 66° Bé z dolnego zbiornika do mierników, które równomiernie wypełniał kwas siarkowy. Otwierając następnie krany, które łączyły mierniki ze zbiornikami z chlorem i tlenkiem węgla, jednocześnie wypuszczano ze zbiornika powietrze skomprymowane. Kwas, wyciekając z mierników do zbiornika, umożliwiał wejście gazów ze zbiorników. Zamykając wymienione krany i otwierając krany, służące do wypuszczania gazów do wspólnego zbiornika, jednocześnie wpuszczano skomprymowane powietrze do zbiornika, połączonego z miernikami. Następnie powtarzała się ta sama operacja. W zależności od składu gazów, objętości chloru i tlenku węgla ulegały zmianie celem otrzymania mieszaniny, zawierającej równe objętości Cl_2 i CO.

Gazy, które przepuszczano z mierników do wspólnego zbiornika (gdzie gazy się mieszały), posiadały następujący skład:

48 — 49% Cl_2
48 — 49% CO
1 — 3% azotu i innych gazów.

Dla małej produkcji taki system mierników mógł być uznany za odpowiedni, gdyż pozwalał z dużą dokładnością i łatwością zmieniac objętości gazów i szybkość dostarczenia ich do sieci.

Niedogodnością tego systemu było to, że jedna para mierników nie dała możności uzyskania stałego bez przerwy dostarczenia gazów.

Celem uniknięcia powyższej niewygody w produkcji zostały zainstalowane dwie pary mierników, przyczem każda para komunikowała się z oddzielnym zbiornikiem. Podczas, gdy jedna para mier-

ników dostarczała gazów do ogólnego zbiornika, druga zabierała gazy ze zbiorników. W ten sposób każda para mierników działała na zmianę. Wymiary tych mierników były następujące:

średn. 600 mm, wys. 2000 mm, pojemność każdego 500 litrów.

Ogólny zbiornik do mieszania gazów.

Chlor i tlenek węgla, przed wpuszczaniem ich do katalizatorów-aparatu reakcyjnego, przechodziły do ogólnego zbiornika, gdzie się mieszały.

Były 2 rodzaje zbiorników ogólnych.

Zbiornik 1-go rodzaju był to żelazny, pionowy cylinder, średn. 600 mm, wys. 3 m, pojemności około 0,9 m^3. Gazy przechodziły przez rurę nie dochodzącą do dna zbiornika na 100 mm i wyprowadzane były w górnej jego części. Pojemność tego zbiornika wynosiła potrójną pojemność pary mierników. Przy przechodzeniu 15 litrów gazów na sekundę, otrzymywano mieszanie zupełne.

Zbiornik ogólny 2-go rodzaju był to żelazny poziomy cylinder, średn. 1,5 m, dług. 5 m, pojemn. około 9 m^3. Pojemność zbiornika — 9 razy większa niż pojemność pary mierników. Ujemną stronę dużego wspólnego zbiornika stanowiła niemożliwość otrzymania, w razie potrzeby, szybko zmiany składu gazów.

Aparat reakcyjny-katalizatory.

Mieszaninę gazów przepuszczano do katalizatorów, składających się z pary cylindrów ołowianych (średn. 400 mm, wys. 1000 mm), ochładzanych zimną wodą. W odległości 100 mm od dna dolnego umieszczone zostały siatki z drutu ołowianego, na których znajdował się — jako katalityczna masa — przepalony węgiel brzozowy. Gazy były doprowadzane pod siatkę pierwszego katalizatora, a wyprowadzane z góry do drugiego katalizatora, skąd przechodziły już do chłodnicy. Każdy katalizator zawierał około 16 kg węgla brzozowego.

Otrzymywaniu fosgenu z chloru i tlenku węgla w obecności węgla aktywnego towarzyszy znaczne uwolnienie ciepła, wskutek czego należało zwracać szczególną uwagę na ochłodzenie katalizatorów celem uniknięcia ich zepsucia.

W katalizatorach nie można było osiągnąć zupełnego przereagowania chloru i tlenku węgla. Gazy w katalizatorze posiadały następujący skład:

4,0 % Cl_2
6,2 % CO
83,0 % $COCl_2$
3,0 % CO_2
0,6 % O_2
3,2 % N_2

Gazy z katalizatorów posiadały temp. 80° C, wskutek czego odprowadzono je do 2-ch oddzielnych chłodnic.

Chłodnice składały się z drewnianych kadzi, wewnątrz których znajdowały się 3 równoległe ołowiane wężownice. Oziębianie uskuteczniano mieszaniną lodu i soli kuchennej.

Skroplony fosgen z wężownic przepuszczony był do butli. Nieskroplony fosgen dostawał się do wewnętrznej wężownicy, w której skraplał się i ściekał do butli. Do oziębiania stosowali mieszaninę, składającą się z 5 w. cz. lodu i 1 w. cz. soli kuchennej.

Temp. oziębiającej mieszaniny wynosiła —20° C. Temperatura płynnego fosgenu —5° C.

Płynny fosgen nalewano do butli stalowych, pojemności 10 i 25 litr. Przy napełnianiu butli fosgenem, zanurzano butle w mieszaninę oziębiającą, wykręcając zawór i zamykając otwór korkiem ołowianym, przez który przechodziły dwie rurki. Jedną rurkę łączono z chłodnicą, druga pozostawała otwartą dla ujścia wypychanego przez fosgen powietrza z butli. Po napełnieniu butli wyjmowano korek ołowiany, a w otwór wkręcano zawór.

Przeciętna wydajność fosgenu na dobę wynosiła około 320 kg.

B. Fabryka fosgenu w Moskwie.

Fabrykacja fosgenu w Moskwie różniła się od innych sposobem otrzymywania tlenku węgla. Przy spalaniu węgla w tlenie powstaje wysoka temperatura, która powodowała psucie się wyłożenia generatora z cegły ogniotrwałej w ciągu kilku dni. Celem obniżenia temperatury wprowadzano do generatora wraz z tlenem i dwutlenek węgla w takiej ilości, ażeby wytworzone ciepło przy spalaniu węgla w tlenie wystarczyło do rozżarzenia wyżej leżącej warstwy węgla i uzyskania temperatury, niezbędnej do zredukowania wytworzonego wewnątrz generatora i wprowadzanego z zewnątrz dwutlenku węgla na tlenek węgla. W tym celu niezbędna jest temperatura około 1000°, którą wytrzymuje zwykła cegła ogniotrwała.

Proces fabrykacji był następujący:

W celu otrzymania tlenku węgla używano węgiel brzozowy, uprzednio przepalony. Do generatora przepuszczano mieszaninę, składającą się z 40% dwutlenku węgla i 60% tlenu. Dwutlenek węgla otrzymywała fabryka w butlach stalowych pojemności około 14 litrów. Tlen dostarczano skomprymowany w butlach stalowych.

Tlen do generatorów zasilany był z 6-ciu butli, łączonych po trzy rurkami miedzianemi ze zbiornikiem stalowym. Każdy zbiornik łączony był zapomocą rurki miedzianej z zaworem (od butli chlorowej). Oba zawory zapomocą trójnika miedzianego łączono z zaworem mikrometrycznym. Zwykły zawór służył do włączenia lub wyłączenia jednej partji butli. Kiedy pierwsza partja butli była opróżniona z tlenu, uruchamiano drugą partję; pierwszą zamieniano 3-ma nowemi butlami tlenowemi. Wypuszczanie tlenu regulowano zaworem mikrometrycznym, który dla równomiernego dostarczania tlenu, zanurzony był do naczynia z wodą, nagrzewaną wężownicą parową. Dwutlenek węgla wprowadzano z 4-ch butli, łączonych po dwie ze zbiornikiem stalowym. Każdy zbiornik łączony był zapomocą rurki miedzianej z zaworem, który służył do włączania i wyłączenia butli. Oba zawory zapomocą trójnika miedzianego łączono z zaworem mikrometrycznym, zanurzonym do naczynia z wodą, nagrzewaną do punktu wrzenia. Zawór mikrometryczny miał za zadanie regulowanie przepływu dwutlenku węgla.

Tlen i dwutlenek węgla po wyjściu z zaworów mikrometrycznych, kierowano do gazomierzy, wykazujących ilości zużytkowanych tlenu i dwutlenku węgla w ciągu doby. Następnie gazy przepuszczano do wspólnego zbiornika, gdzie następowało ich mieszanie, a ze zbiornika do odwadniacza (wieża żelazna średn. 600 mm i wysok. 1500 mm), wypełnionego suchym chlorkiem wapnia. W ten sposób osuszone gazy dostawały się do generatora, wyłożonego wewnątrz cegłą ogniotrwałą. Generator miał u góry urządzenie do ładowania węgla w ilości 40 kg.

Otrzymywany w generatorze gaz posiadał skład następujący: 92—96% tlenku węgla, 3—6% dwutlenku węgla, 3% wodoru i 0,4% tlenu. Gaz ze zbiornika gazowego dostawał się do 2-ch wież absorbcyjnych celem wyeliminowania CO_2. Wieże absorbcyjne żelazne, wypełnione były koksem, zraszanym 10% roztworem ługu. Z wież gaz przepuszczano do żelaznego zbiornika, wypełnionego wiórami, zatrzymującemi zawieszone w gazie kropelki płynu.

Następnie gaz został przepompowywany do zbiornika gazowego.

Chlor.

Chlor płynny otrzymywała fabryka w butlach stalowych. Przy produkcji fosgenu zastosowywano 4 butle z chlorem płynnym, które łączone były zapomocą rurek miedzianych z zaworami, umieszczonemi w ogólnym kolektorze ołowianym. Kolektor ten przedstawiał rurę średn. 50 mm, długości około 2 m, znajdującą się wewnątrz rury ołowianej średn. 100 mm. W przestrzeń między rurami była wprowadzana para, której ciepło powodowało parowanie płynnego chloru. Strumień, wychodzącego z kolektora chloru, regulowano zapomocą zaworów kolektora. Z chwilą, kiedy przy temperaturze zwykłej wydzielenie się chloru z butli ustaje, wówczas celem wyparowania pozostającej reszty chloru butle zanurzano do wody o temp. $+40^0$ C. Chlor gazowy z kolektora przepuszczano do zbiornika gazowego ze stężonym kwasem siarczanym (średn. 0,5 m, wysokość 0,6 m), poczem chlor dostawał się do tak zwanego oczyszczacza, żelaznego cylindra, wypełnionego wapnem chlorowanem.

Odwadniacze gazów. Odwadniacze dla tlenku węgla i chloru stanowi szereg cylindrów pionowych, połączonych ze sobą i posiadających wewnątrz urządzenie talerzowe. Średnica osuszaczy wynosiła 0,7 m, wys. około 2,5 m. Na spotkanie gazów przepuszczany był stężony kwas siarkowy, który pochłaniał wodę. Celem wyłowienia kropli kwasu siarkowego, porywanych strumieniem gazów, koniecznem było gazy te skierowywać do łapaczy, z których tlenek węgla i chlor rurami ołowianemi dostarczane były do zbiorników wspólnych (gdzie następuje ich mieszanie).

Zbiornik wspólny tworzyła nieduża wężownica ołowiana (średn. rur 50 mm), zanurzona do wody, nagrzewanej parą. Po wyjściu z wymienionego zbiornika, gazy posiadały zupełnie równomierny skład. Mieszanina gazów zawierała 40% chloru i 60% tlenku węgla. Objętości gazów, które przepuszczano do wspólnego zbiornika regulowane były zapomocą manometrów.

Katalizatory.

Gazy, opuszczając zbiornik wspólny, przechodziły do 2-ch połączonych ze sobą katalizatorów (średn. 380 mm, wys. 800 mm), zawierających węgiel brzozowy, jako materjał katalityczny.

Skroplenie fosgenu.

Gazy, opuszczając katalizatory, zawierały do 35% tlenku węgla i do 65% fosgenu i przechodziły do chłodnicy.

Chłodnicę tworzył cylinder pionowy, podzielony wewnątrz przegródką na dwie komory. Gazy z katalizatora dostawały się do wężownicy ołowianej, umieszczonej w górnej komorze, w której krążył oziębiony (—14°C) roztwór soli kuchennej.

Z górnej komory już skroplony fosgen ściekał do dolnej komory, w której umieszczona była wężownica ołowiana z przepływającem wewnątrz niej roztworem oziębiającym soli kuchennej.

Z chłodnicy wychodziły gazy, zawierające dużą ilość tlenku węgla i nieznaczną ilość fosgenu, której nie udawało się bezpośrednio skroplić.

Celem wyłowienia pozostałej ilości fosgenu stosowano pochłanianie go toluenem.

Pochłanianie fosgenu toluenem uskuteczniano w wieży ołowianej z talerzowem urządzeniem wewnątrz. Toluen ściekał na spotkanie gazów i pochłaniał fosgen.

Rozczyn fosgenu w toluenie przepuszczano do specjalnego zbiornika, z którego dostawał się do łaźni olejnej celem oddestylowania fosgenu.

Napełnianie butli fosgenem.

Skroplony fosgen z chłodnic przepuszczano do zbiornika, z którego ściekał do podstawionych butli.

C. Fabryka fosgenu w Kazaniu.

Wojskowa fabryka chemiczna w Kazaniu produkowała 4,5 tonny płynnego fosgenu na dobę.

Proces fabrykacji odbywał się w sposób następujący:

Tlenek węgla, otrzymany spalaniem węgla w tlenie, po wyeliminowaniu CO_2, przepuszczano do zbiornika, z którego zapomocą mierników dostawał się do katalizatorów.

Zapomocą identycznych mierników z innego zbiornika, wypełnionego chlorem, przepuszczano chlor do katalizatorów.

Otrzymany w katalizatorach gazowy fosgen skierowano do chłodnic, gdzie następowało jego skroplenie. Płynny fosgen dostawał się do zbiorników, z których ściekał do podstawionych butli. Nieskroplony fosgen projektowano pierwotnie pochłaniać toluenem, a z otrzymanego rozczynu oddestylować fosgen i skierować go do chłodnic. Sposób ten jednakże nie dał pozytywnych rezultatów i nieskroplony fosgen odprowadzono, po uprzedniem przejściu przez wieżę adsorbcyjną z ługiem, do wentylatora.

Fabryka składa się z następujących siedmiu działów:

1) chlorowego. W dziale tym umieszczone były aparaty do wyparowywania płynnego chloru i odwadniacze dla gazowego chloru;

2) ogólnego gazowego. W dziale tym znajdowały się odwadniacze dla tlenku węgla i tlenu, mierniki do podawania tlenu do generatorów, zbiorniki dla chloru i tlenku węgla i zbiorniki z kwasem siarczanym;

3) fosgenowego. W dziale tym umieszczone były generatory dla tlenków węgla, urządzenie do absorbowania CO_2, mierniki do podawania chloru i tlenku węgla do katalizatorów, 12 katalizatorów, chłodnice, butle do skroplonego fosgenu i urządzenie do pochłaniania fosgenu toluenem.

4) rozlewni, w której znajdowało się urządzenie do napełniania butli płynnym fosgenem.

5) kompresorowego, w którym zainstalowane były maszyna chłodnicza i dwa kompresory powietrzne.

6) maszynowego z oddziałem dla pieca do wypalania węgla;

7) laboratorjum.

Jako materjał do otrzymywania fosgenu służyły: tlenek węgla i chlor. Otrzymywanie czystego tlenku węgla w skali fabrycznej przedstawiało rzecz nową. Pierwsze generatory powietrzne wybudowane były około 1860 r. przez f. „Siemens" i miały za zadanie wytwarzanie gazu generatorowego, który zawierał około 30% CO i 70% innych gazów, głównie azotu i nieznaczne ilości CO_2, CH_4 i H_2. Gaz zawierający 30% CO nie nadawał się do otrzymywania fosgenu, gdyż obecność innych gazów utrudniała skroplenie fosgenu, komplikując fabrykację.

Celem otrzymania czystego tlenku węgla zastosowywano spalenie węgla w czystym tlenie. Teorja procesu została oparta na następującem rozważaniu:

W dolnej części generatora zachodziło spalanie węgla w tlenie z wytworzeniem głównie CO_2. Przytem każdy kilogram spalającego się węgla wytwarzał 8100 Cal. Wskutek wytwarzania ciepła warstwa bezpośrednio wyżej leżąca szybko się rozżarzała.

Dwutlenek węgla, stykając się z warstwą rozżarzonego węgla reagował z nim redukując się na na CO, stosownie do równania: $CO_2 + C = 2\ CO$.

Powstawanie tlenku węgla towarzyszy pochłonieniu ciepła w ilości 5670 Cal. na kilogram węgla.

Badania Boudouard'a wykazały zależność składu gazów od temperatury.

Temperatura	% CO_2	% CO	Temperatura	% CO_2	% CO
450°	98	2	800°	10	90
500°	95	5	850°	6	94
550°	89	11	900°	3,5	96,5
600°	77	23	925°	3	97
650°	61	39	950°	1,5	98,5
700°	42	58	1000°	0,7	99,3
750°	24	76	1050°	0,4	99,3

Tablica ta wykazuje, że przy temperaturach poniżej 450° rozkład CO_2 prawie nie zachodzi, a przy temp. powyżej 1000° — rozkład ten zachodzi całkowicie.

Reakcja $CO_2 + C = 2CO$ odwracalna

$$CO_2 + C = 2CO$$

Reakcji odwrotnej towarzyszy uwalnianie ciepła —

$$2CO = C + CO_2 + 3900 \text{ Cal.}$$

Stosownie do prawa Le Chatelier zwyżka temperatury wywołuje zwiększenie ilości CO, obniżenie temperatury — zjawisko odwrotne, co potwierdza przytoczona powyżej tablica.

Celem otrzymania maksimum zawartości CO koniecznem jest, ażeby:

1) stosowany do spalania węgiel był uprzednio przepalany dla wyeliminowania wilgoci i większości lotnych części;

2) tlen, stosowany do spalania węgla w generatorze, zawierał jak najmniejszą domieszkę innych gazów, szczególnie wodoru i był dobrze wysuszony.

Obecność wilgoci w warunkach pracy generatora spowoduje wytworzenie wodoru.

$H_2O + C = H_2 + CO$.

Wodór, następnie przy zetknięciu się z chlorem łączy się z nim, dając chlorowodór, który zżera materjał fabrycznej aparatury.

Dla otrzymywania gazu generatorowego stosowano węgiel drzewny, głównie brzozowy i antracyt. Celem wyeliminowania wilgoci i lotnych części węgiel przepalano w retortach.

Osiem pionowych żeliwnych retort (średn. 350 mm i wys. 2 m), ułożonych w 4 rzędy, obmurowano cegłą ogniotrwałą. Gazy spalinowe ogrzewały dolną część retort, następnie górną i wkońcu wyprowadzane były do komina.

Celem odprowadzenia wydzielających się przy paleniu węgla pary wodnej i gazów w górnej części każdej retorty znajdowały się rurki, połączone z paleniskiem.

Górne otwory retort dla załadowania i dolne dla wyładowania węgla zaopatrzone były w żeliwne zasuwy.

Wypalanie uskuteczniano w sposób następujący:

Piec uprzednio nagrzewano, następnie ładowano węglem jedną parę retort. Po 2-ch godzinach ładowano drugą parę, po 4-ch godzinach trzecią parę, a po 6-ciu czwartą parę. Po upływie 8-miu godzin pierwszą parę retort opróżniano i znowu ładowano węglem. Pracę prowadzono bez przerwy, uskuteczniając co każde dwie godziny załadowanie i wyładowanie jednej pary retort.

Jedna para retort mieściła 32 kg węgla drzewnego, lub 200 kg antracytu. Przy przepalaniu węgla traciło się 25—35% węgla drzewnego i 1—2% antracytu.

Wyładowany z retort węgiel drzewny zawierał pył węglowy, który należało odsiać. Ilość odsianego pyłu węglowego stanowiła 13—21% w stosunku do wagi nieprzepalonego węgla. Dobry antracyt prawie nie zawierał pyłu węglowego i mógł być stosowany bez przesiewania.

Przeciętna wydajność przepalonego i przesianego węgla drzewnego wynosiła 53%, antracytu 98%.

Piec do wypalania węgla przy ciągłej pracy wytrzymywał do 4-ch tygodni; poczem wymagał niedużego remontu.

Wydajność pieca na dobę przy 8-mio godzinnem wypalaniu wynosiła do 144 kg przepalonego i przesianego węgla, lub do 2,4 tonny przepalonego antracytu.

G e n e r a t o r y. Generatorów do otrzymania tlenku węgla było cztery.

Komory generatorów, wyłożone cegłą ogniotrwałą, miały formę 2-ch obciętych stożków, zwróconych do siebie szerokiemi podstawami.

Generatory zaopatrzone były w żeliwne urządzenia do załadowania węgla. Urządzenie to zamykane było hermetycznie zapomocą przykrywki żeliwnej, uszczelnianej przekładką azbestową.

Dolny stożek generatorów posiadał urządzenie cylindryczne wys. 450 mm, zaopatrzone w otwór, służący do wyładowania węgla z generatorów.

Gaz z generatora skierowano do skrubera celem wyeliminowania CO_2. Skruber ten tworzył żelazną podłużną rynnę szer. 500 mm, głębokości 500 mm i długości 2550 mm, posiadającą wewnątrz 14 poprzecznych żelaznych przegródek, które umieszczone były w górnej i dolnej części rynny i nie dochodziły do dna na 200 mm i do pokrywy rynny na 225 mm. Rynna była hermetycznie zamknięta zapomocą żelaznej pokrywy z przekładką azbestową. Wzdłuż rynny pośrodku przechodził wał, poruszany zapomocą transmisji. Gaz rurą średn. 150 mm przepuszczano do 1-go przedziału rynny, a odprowadzano z ostatniego przedziału rurą, która na wysokości 2 m posiadała średn. 250 mm (celem wyłowienia kropel cieczy pochłaniającej), a dalej średn. 75 mm.

Do ostatniego przedziału rynny kierowano na spotkanie gazów ciecz pochłaniającą, która nasycona dwutlenkiem węgla ściekała z pierwszego przedziału do podstawionego zbiornika. Początkowo projektowano pochłaniać CO_2 wapnem gaszonem. Przeprowadzane próby nie dały zupełnie zadawalniających rezultatów, wobec czego wapno gaszone zastąpiono ługiem sodowym. Gazy po wyjściu ze skrubera posiadały skład:

CO — 84,7%
CO_2 — 3,8%
O_2 — 0,3%
N_2 — 10,9%
H_2 — 0,3%

Gazy ze skrubera przechodziły do łapacza, w postaci wieży żelaznej wys. 4 m i śred. 600 mm z zaworem wypustowym. W ciągu doby w wieży nagromadziło się około 1—2 wiader ługu.

Następnie gazy celem wyeliminowania wilgoci przepuszczano do wieży koksowej, w której rozbryzgiwano kwas siarkowy 66° Bé. Po przejściu odwadniacza gazy przechodziły do zbiornika, pojem. 30 m^3.

C h l o r. Ciekły chlor dostarczany był w stalowych butlach pojemności 10 i 25 litrów, zawierających 26 kg ciekłego chloru.

Celem otrzymania gazowego chloru, płynny chlor przepuszcza-

no do specjalnego urządzenia, gdzie on wyparowywał, a następnie gazowy chlor, po przejściu przez odwadniacz i łapacz, dostawał się do zbiornika.

Wypuszczanie płynnego chloru z butli uskuteczniano pod digestorjum, zaopatrzonem w wentylator elektryczny. Po środku digestorjum, na drewnianej podstawie umieszczony był stalowy kolektor — rura śred. 1" dług., 70 cm kolektor posiadał 6 odgałęzień — rurek, które połączone były z zaworami butli chlorowych. Po obu stronach kolektora umieszczone były wanny żelazne, napełnione wodą, ogrzewaną zapomocą przepuszczanej pary. Butle z chlorem ciekłym stawiano do wanien.

Otwierając naprzód odpowiedni zawór kolektora, a następnie zawór butli chlorowej, przepuszczano płynny chlor do kolektora połączonego bezpośrednio z urządzeniem do wyparowywania chloru. Urządzenie do wyparowywania chloru tworzył żelazny poziomy zbiornik, śred. 600 mm i dług. 2100 mm, połączony z kolektorem rurką średn. 3". Zbiornik ogrzewany był zapomocą wężownicy, która otaczała go z zewnątrz. Wewnątrz zbiornika, na całej jego długości również urządzona była wężownica do ogrzewania zbiornika.

Chlor gazowy po przejściu przez odwadniacz i łapacz dostawał się do ogólnego zbiornika, w którym następowało mieszanie się tlenku węgla i chloru. Zbiornik ten składał się z dwóch koncentrycznych rur dług. 3 m. Wewnętrzna rura posiadała śred. 100 mm, zewnętrzna 150 mm. Na powierzchni rury wewnętrznej znajdowały się otwory wym. 12 $\times$ 7 mm w ilości 15-tu, na odległość 10 mm jeden rząd od drugiego.

Co każde 20 takich rzędów (po 15-cie otworów w każdym rzędzie) w wewnętrznej rurze były przymocowane przegródki ołowiane w ilości 5. W przestrzeni między rurami również znajdowały się przegródki ołowiane. Dzięki takiemu urządzeniu gazy — chlor i tlenek węgla, dostając się do ogólnego zbiornika, przechodziły przez otwory rury wewnętrznej do przestrzeni między rurami, której przegródki kierowały gazy znowu do rury wewnętrznej i t. d.

K a t a l i z a t o r y. Połączenie chloru i tlenku węgla następowało w katalizatorach, do których gazy te dostarczone były zapomocą mierników pod ciśnieniem. Katalizatory składały się z cylindrów ołowianych, które w górnej i dolnej częściach miały formę obciętych stożków.

Wszystkiego było 12 katalizatorów, przedstawiających cztery niezależne od siebie grupy, po 3 katalizatory w każdej grupie.

Każda grupa katalizatorów dawała około 1440 kg płynnego fosgenu na dobę, przyczem jedna grupa była zawsze zapasową.

Wymiary katalizatorów.

	1-szy i 2-gi katalizator		3 katalizator
Wysokość części cylindrycznej		2000 mm	
Średnica części cylindrycznej	1000 mm		700 mm
Wysokość stożka górnego		250 mm	
Wysokość stożka dolnego	650 mm		500 mm
Wysokośc stożka leja . .		70 mm	
Średnica górnego leja . .		250 mm	
Średnica dolnego leja . .	300 mm		250 mm
Pojemność katalizatora . .	1,9 m^3		1,0 m^3

Górny i dolny stożki katalizatora posiadały leje do załadowania i wyładowania materjału kontaktowego, składającego się z brzozowego węgla przepalonego.

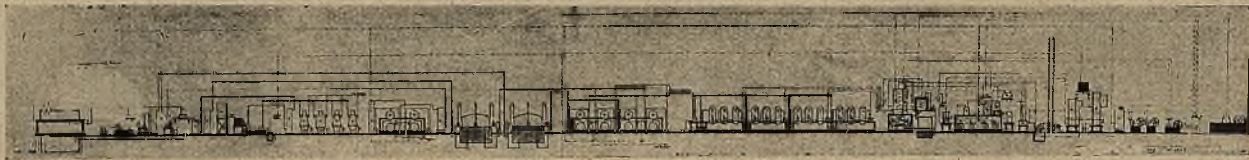
Gazy po wyjściu z katalizatora posiadały skład:

	Przeciętny	minimum	maksimum
CL_2	1,5%	0	38,0
$COCL_2$	76,6%	9,0	99,6
CO	9,7%	0	76,0

CO_2, O_2, N_2 i innych — 12,2%.

Gazy przed wstąpieniem do katalizatorów posiadały przeciętnie 44% Cl_2 i 49% CO przy tym stosunku, przeciętne wykorzystanie chloru w katalizatorach wynosiło 98%, a tlenku węgla — 89%.

Urządzenie do skraplania fosgenu przedstawiało komorę ołowianą dług. 2750 mm wys. 3240 mm i szer. 570 mm.



Szemat produkcji fosgenu w wojskowej fabryce chemicznej w Kazaniu.

Wewnątrz komory została umieszczona wężownica żelazna śred. 42 mm, wewnątrz której cyrkulował amonjak z maszyny chłodniczej.

Wężownica składała się z 6 rzędów po 18 rur w każdym rzędzie. Powierzchnia ochładzania wynosiła 36,5 m^2. Gazy przepuszczane były do górnej części komory, ciekły fosgen z dna komory zapomocą rury ołowianej skierowywany był do żelaznych zbiorników. Nieskroplony fosgen odprowadzano z komory do specjalnego urządzenia, gdzie go pochłaniał toluen, a następnie oddestylowany z roztworu. Ciekły fosgen nalewano do butli stalowych pojemności 10 i 25 litrów, wypełnionych fosgenem do 80% ogólnej pojemności.

Kontrola chemiczna procesów fabrykacji fosgenu.

Każda fabryka fosgenu musi posiadać odpowiednio urządzone laboratorja, pozwalające na przeprowadzenie stałej kontroli chemicznej wszystkich procesów. Jest to niezbędne dla regulowania wydajności produkcji i wykrywania ewentualnych niedokładności w działaniu poszczególnych urządzeń fabrycznych. Kontrola ta polega przedewszystkiem na analizie:

1) gazów wychodzących bezpośrednio z generatora. Chodzi tu o określenie procentowości CO_2, CO i N.

2) gazów przemytych w skruberze (t. j. po oddzieleniu CO_2) — w celu oznaczenia pozostałej ilości CO_2.

3) gazów, wprowadzonych z mierników do katalizatora celem określenia stosunku CO i Cl_2.

4) gazów wychodzących z katalizatora do chłodnicy, określamy tu procentową zawartość Cl_2, $COCl_2$, N i CO.

5) gazów pozostałych w chłodnicy po skropleniu fosgenu, aby przekonać się jaka część fosgenu nie uległa skropleniu.

6) skroplonego fosgenu.

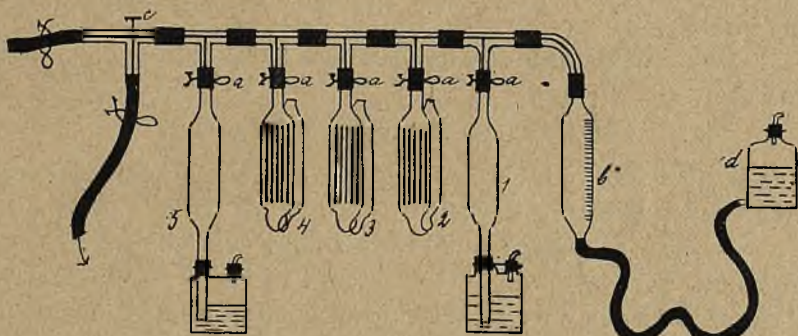
W ten sposób określa się bilans fabryczny. Aby zdać sobie sprawę z wydajności fabrykacji trzeba zorjentować się, w jakim stopniu użyte do fabrykacji fosgenu surowce (C, O_2, i Cl_2) zostały wyzyskane, oraz jaki procent otrzymanego fosgenu nie został skroplony (jeżeli znaczny procent fosgenu nie zostaje skroplonym, wtedy może się kalkulować wyławianie go np. zapomocą toluenu).

Teoretycznie dla otrzymania 1 tonny fosgenu na podstawie wzoru $COCl_2$ możemy wyliczyć niezbędną ilość surowców, mianowicie 142,6 kg węgla (przyjmując, że użyty węgiel jest 85%), 161,6 kg tlenu oraz 717,1 kg chloru.

Porównując te cyfry z wynikami analizy ostatecznej, oraz z ilością zużytych faktycznie surowców otrzymamy wydajność fabrykacji.

Analizę gazów przeprowadza się w aparatach Orsat'a. Aparat taki, używany dla analiz fabrycznych w zastosowaniu do fabryk fosgenu, składa się z następujących części:

Z długiej rurki szklanej z bocznemi rurkami, zaopatrzonemi kranikami (a—a). Jeden koniec drugiej rurki posiada kran („c") o trzech kanałach, z którego pomocą możemy gaz wprowadzać do aparatu lub też wypuszczać nazewnątrz. Drugi koniec połączony jest z biuretą „b" o pojemności 100 cm³. Biureta zapomocą węża gumowego połączona jest z naczyniem „d", zawierającem zabarwiony płyn (w danym wypadku nasycony roztwór chlorku wapnia $CaCl_2$—$6H_2O$). Wody nie można użyć, gdyż rozkłada fosgen i pochłania chlor. Boczne rurki (a—a) połączone są z pochłaniaczami poszczególnych gazów (składników gazu analizowanego).



Z początku napełnia się pochłaniacze odpowiedniemi odczynnikami pochłaniającemi tak, aby płyny te dochodziły do kraników „a". Następnie przez opuszczenie naczynia „d" zasysa się gaz przez kran „c". Aby usunąć gaz z aparatu należy zamknąć szczelnie kraniki „a", otworzyć kran „c", tak, aby gaz z aparatu mógł wydostać się nazewnątrz, oraz podnosi się naczynie „d" — zawarty w niem płyn wypycha gaz. Dla oczyszczenia aparatu z powietrza czynność tę pawtarzamy parokrotnie. Wreszcie wprowadziwszy do biurety nieco więcej niż 100 cm³ badanego gazu, zamyka się kran „c" i podnosi naczynie „d" tak, aby gaz w biurecie doprowadzić ściśle do objętości 100 cm³ (poziom cieczy w biurecie musi się znajdować na równi z poziomem cieczy w naczyniu). Otwierając szybko i zamykając kran

(c) nadmiar gazu wyprowadza się z aparatu i w biurecie pozostaje ściśle 100 cm^3 gazu pod ciśnieniem atmosferycznem.

Wtedy przystępuje się do właściwej analizy:

1) chcąc określić zawartość chloru w 100 cm^3 gazu (czyli procentowość chloru), otwieramy kranik „a", prowadzący do pochłaniacza „1" i podnosząc naczynie „d" przepychamy 100 cm^3 gazu z biurety do pochłaniacza „1", który napełniony jest 3% roztworem KI: $2\ KI + Cl_2 = 2KCl + I_2$; chlor zostaje w pochłaniaczu w postaci KCl, wydziela się jod, który pozostaje w roztworze. Następnie przez obniżanie naczynia „d" gaz pozbawiony chloru wsysamy z powrotem do biurety i odczytujemy różnicę objętości — czyli objętość (procent) pochłoniętego chloru. Aby się przekonać, czy wszystek chlor został już pochłonięty, czynność tę należy powtórzyć i dopiero, gdy dwa kolejne odczytania będą jednakowe, przystępujemy do dalszej analizy;

2) dla sprawdzenia procentowości $COCl_2$ gaz w podobny sposób wprowadzamy do pochłaniacza „2", zawierającego alkohol etylowy ($C_2H_5 — OH$);

3) trzeci pochłaniacz zawiera roztwór KOH (20%) celem pochłaniania CO_2:

$$2KOH + CO_2 = K_2CO_3 + H_2O;$$

4) w pochłaniaczu „4" znajduje się alkaliczny roztwór pirogallolu celem pochłaniania tlenu;

5) wreszcie pochłaniacz (5) wypełniony jest roztworem CuCl (chlorku miedziawego) w kwasie solnym i służy do pochłaniania CO. Aby chlorek miedziawy nie przechodził w chlorek miedziowy ($CuCl_2$) w pochłaniaczu tym znajdują się druciki miedzi, które w obecności HCl przeprowadzają $CuCl_2$ z powrotem w CuCl:

$$CuCl_2 + Cu = 2CuCl.$$

Pochłaniacze „2", „3", i „4" wewnątrz posiadają rurki szklane, których zadaniem jest powiększenie powierzchni zetknięcia się gazu z odczynnikami, zwilżającemi ich ścianki.

Analizy takie należy przeprowadzać jak najczęściej. Jeśli proces przebiega prawidłowo i dobrze, wystarczy powtarzać je co godzinę, w przeciwnym razie co pół godziny.

Analiza płynnego fosgenu polega na:

1) oznaczeniu ciężaru właściwego;

2) określeniu punktu wrzenia:

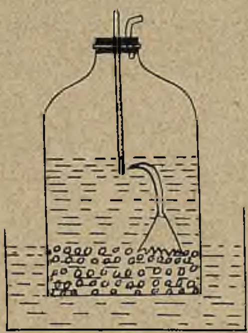
3) oznaczeniu ilości zawartego w nim wolnego chloru;

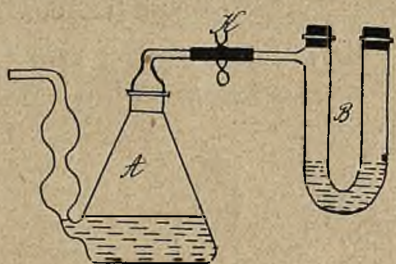
4) oznaczeniu ilości domieszek mniej lotnych od fosgenu.

Analizę taką przeprowadza się mniej więcej co godzinę.

1) Oznaczenie ciężaru właściwego przeprowadza się zapomocą areometru z podziałką do 0,001. W tym celu płynny fosgen nalewa się do cylindrów, które obłożone są śniegiem.

2) Określenie punktu wrzenia najlepiej można wykonać przy pomocy przyrządu, składającego się z wydłużonej kolby, na dnie której znajdują się kulki szklane lub porcelanowe, niedopuszczające do przegrzania płynu. Aby zapobiec mylnym wskazaniom termometru, wywołanym przez miejscowe przegrzewania, służy specjalny przyrządzik w kształcie odwróconego lejka, który posiada pozębione brzegi i spoczywa na kulkach na dnie kolby. Rurka lejka jest u góry haczykowato zakrzywiona i otwór jej skierowany jest na zbiornik rtęci termometru w ten sposób, że wywiązująca się podczas wrzenia para wypycha kropelki cieczy i omywa zbiorniczek rtęci termometru,





który w ten sposób stale znajduje się w atmosferze pary, będącej w równowadze termicznej z cieczą, a więc termometr wskazuje jak najdokładniej punkt wrzenia bez obawy wahań, wywoływanych przez lokalne przegrzewanie kropelek cieczy. Do kolby tej nalewamy płynnego fosgenu i zanurzamy ją w naczynie z wodą o temp. 13—15°. Jeśli zawiera on zanieczyszczenia, w takim razie im dłużej będzie odbywać się wrzenie, tem temperatura będzie wyższą, gdyż w miarę wyparowywania fosgenu procentowość wyżej wrzących zanieczyszczeń będzie się zwiększać.

3) zawartość wolnego chloru w fosgenie oznaczamy zapomocą flaszy Freseniusa:

Kolba „A" połączona jest zapomocą rurki gumowej ze ściskaczem „K" z rurką „B" w kształcie litery „U". Do tej ostatniej nalewa się płynnego fosgenu (2—3 cm) następnie rurkę tę wraz z fosgenem

waży się. Do kolby „A" nalewa się 10% roztworu KI (50 cm^3). Łączy się rurkę „B" z kolbą „A" i ostrożnie otwiera ściskacz. Para fosgenu dostaje się do kolby „A", gdzie chlor reaguje z jodkiem potasu: $2KI + Cl_2 = 2KCl + I_2$. Aby wszystek fosgen z rurki „B" przeprowadzić do kolby, od czasu do czasu rurkę „B" ogrzewa się przez dotykanie ręką. Po wyparowaniu wszystkiego fosgenu zaciska się ściskacz „K" i waży rurę „B" celem dokładnego oznaczenia ilości fosgenu, przeprowadzonego do kolby.

Zapomocą analizy miareczkowej oznacza się ilość wydzielonego w kolbie jodu i stąd określa się ilość chloru zawartego w danej ilości fosgenu.

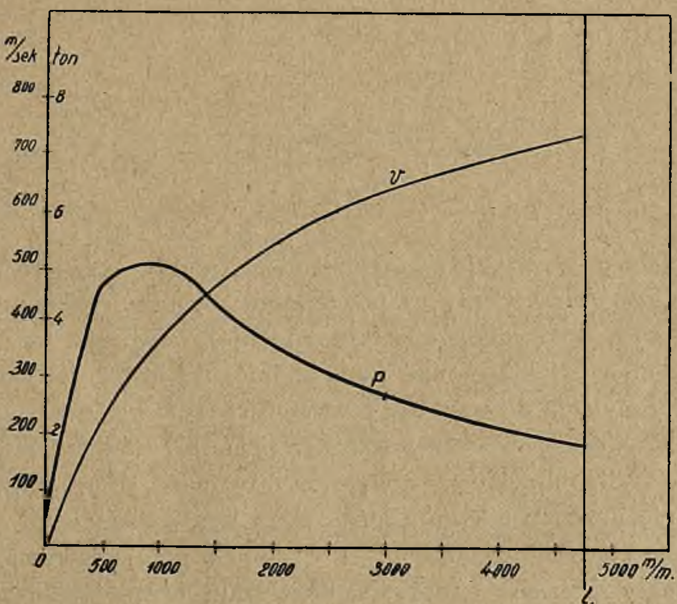
4) Ściśle odważoną ilość płynnego fosgenu nalewa się do płaskiego naczynia, uprzednio zważonego, naczynie to umieszcza się pod kloszem. Po upływie 2—3 godzin fosgen wyparowuje i na dnie zostają mniej lotne domieszki.

Ważąc naczynie z temi domieszkami i znając wagę samego naczynia, określamy ilość domieszek.

RÓŻNE WIADOMOŚCI.

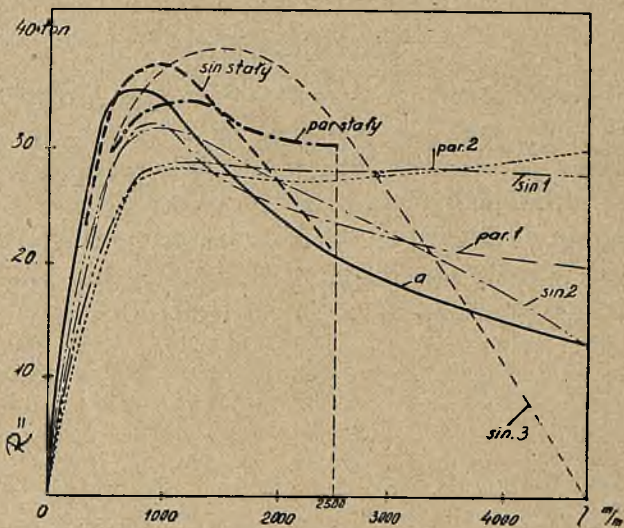
I. Skręt sinusoidalny.

Rodzaj skrętu gwintu w przewodzie lufy ma wpływ na stopień zużywalności lufy, jako też, podobno, na celność broni; sprawy te były omawiane po części w Przeglądzie Artyleryjskim (Nr. 3/24 r.). Siła odporu, działając na krawędź boczną brózdy, nadaje przyśpieszenie obrotowe pociskowi, jej wielkość jest istotnie zależna od przebiegu skrętu. W razie *skrętu stałego* siła odporu jest proporcjonalna do siły gazów prochowych, a zatem wykres krzywej siły odporu



Rys. 1.

w funkcji od drogi pocisku w lufie ma przebieg podobny do krzywej ciśnień (rys. 1). Krzywa ta posiada niepożądane wysokie maksimum w pobliżu komory nabojowej. Natomiast wykonanie takiego skrętu jest łatwe, a pierścienie wiodące pocisku mogą być dość szerokie lub wielokrotne. Łagodniejszy przebieg krzywej oporu otrzymuje się w razie skrętu zmiennego, postępowego; stosując *skręt paraboliczny*, można przebieg krzywej regulować dowolnie i nawet otrzymać prawie stałą siłę odporu. Wykonanie takiego nagwintowania jest jednak więcej kłopotliwe (z pomocą prowadnicy). Skręt *kolisty, eliptyczny lub hyperboliczny* jest również możliwy, ale nie bywa stosowany.



Rys. 2.

Własność wszystkich innych rodzai skrętu zawiera w sobie *skręt sinusoidalny*. Przy odpowiednim wyborze odcinka krzywej zdoła on zastąpić całkowicie inne rodzaje i stworzyć taki przebieg krzywej oporu, jakiego inne funkcje dać nie mogą, jak np. spadający przy wylocie do wartości zera (ten rodzaj skrętu został opatentowany w Niemczech w 1918 r. przez firmę br. Böhler i S-ka) — bo zbyt duża siła odporu przy wylocie lufy może spowodować pewne zaburzenie w ruchu pocisku. Jeżeli skręt bywa postępowo — stałym, to w razie stosowania paraboli — w punkcie przejściowym, otrzymuje się nagły skok siły odporu; w razie sinusoidy — tylko załamanie (p. rys. Nr. 2).

Wykonanie mechaniczne takiego skrętu jest łatwe, wprost zapomocą nastawialnej przekładni sinusoidalnej.

Porównanie tych kilku rodzajów skrętu przeprowadzimy na liczbowych przykładach dla działa 150 mm;

pocisk 50,5 kg; długość drogi pocisku 4758 mm, końcowy skok skrętu 25 kalibrów, początkowy: 25, 30, 35 lub 41,4 kal.

Przybliżone równanie siły odporu ma postać (wg. Kaisera)

$$R = \left(\frac{2\rho}{D}\right)^2 \left| P\, {}^{dy}/_{dx} + m v^2 \frac{d^2y}{dx^2} \right|;$$

gdzie ρ-oznacza promień bezwładności pocisku, D-kaliber, wartość $\left(\frac{2\rho}{D}\right)^2$ wynosi około 0,56.

p — siła gazów prochowych; $y = f(x)$ — równanie krzywej skrętu; m — masa pocisku; v — szybkość postępowego ruchu pocisku w lufie; $dy/dx = {}^{\pi}/_{n}$; n-ilość kalibrów w skoku skrętu.

Rys. I przedstawia przebieg ciśnienia P i szybkość v w lufie.

a) Skręt stały (linjowy): $y = cx$; $c = {}^{\pi}/_{n} = {}^{\pi}/_{25} = 0{,}1256$.

$$dy/dx = c \qquad d^2y/dx^2 = 0 \qquad R = 0{,}56 . c . P = 0{,}0704\ P.$$

(Rys. 2 krzywa a)

b) Skręt postępowy (paraboliczny): $y = x^2/k$

$$dy/dx = \frac{2x}{k} \qquad d^2y/dx^2 = \frac{2}{k}.$$

Z własności paraboli wynika, że $k = \frac{2l}{\pi} . \frac{n_1 n_2}{n_1 - n_2}$.

l — długość drogi pocisku w lufie; dla $n_1 = 30$, $n_2 = 25$, $k = 454\ m$. (Rys. 2 — par. 1), przyjmując, że przebieg krzywej ciśnień i szybkości jest znany.

Przebieg tej krzywej „par. 1" jest łagodniejszy niż przy skręcie stałym.

dla $n_1 = 41{,}4$; $n_2 = 25$; $k = 192{,}5\ m$ (rys. 2, par. 2).

Najdogodniejszy stosunek skrętów $n_1/n_2 = \Delta$ wg. Heidenreicha będzie wtedy, gdy

$$\Delta = 2{,}0\,\eta - 2{,}84\,\eta^2 + 1{,}84\,\eta^3; \quad \eta = \frac{p \text{ śred.}}{p \max}.$$

c) Skręt sinusoidalny: $y = a \sin bx$.

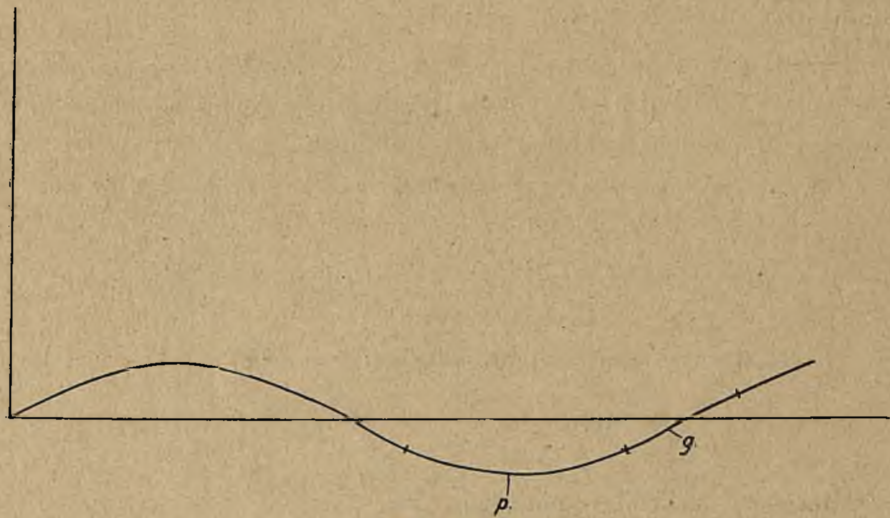
$$dy/dx = ab \cos bx, \qquad d^2y/dx^2 = - ab^2 \sin bx.$$

Dwa dowolne spółczynniki a i b dają większą swobodę w doborze należytej krzywej.

Celem otrzymania krzywej, zbliżonej do skrętu parabolicznego, należy wybrać d^2y/dx^2 cokolwiek mniejsze od $2/k$ np. $2/210$ (rys. 2, sin. 1), wtedy $b = 0{,}0563\, m^{-1}$; $a = 3{,}74\, m$.

(Obliczenie spółczynników a i b dla różnych krzywych oraz odnośne wywody p. „Heerestechnik" Nr. Nr. 6 i 7 — 1929 r.).

Jak wiadomo, sinusoidę można zastąpić na pewnym odcinku parabolą zbliżoną lub prostą linją przez rozłożenie funkcji trygonometrycznej w szereg algebraiczny; stąd widać zbliżenie skrętu sinusoidalnego do parabolicznego. Rys. 3 przedstawia sinusoidę o równaniu



Rys. 3.

$y = a \sin bx$, gdzie $a = 2$ (amplituda), $b = {}^{2\pi}/_{24}$ (długość okręgu 24); linja prosta w równaniu $y = abx$ lub parabola $y = \frac{ab^2}{2} x^2 - a$ prawie zlewają się z tą krzywą. Dla krzywej skrętu stałego można brać odcinek sinusoidy g, dla skrętu postępowego — odcinek p.

Krzywa „sin. 2" na rys. 2 ma ten sam początkowy i końcowy skręt, co „par. 1", a ponieważ punkt zwrotu sinusoidy przeniesiony jest do wylotu lufy, krzywa tego odporu kończy się tam, gdzie i krzywa skrętu stałego.

Krzywa „sin. 3" jest tak dobrana, że siła odporu u wylotu jest zerem.

Wybór tej krzywej trygonometrycznej w porównaniu z innemi krzywemi zbliżonemi do zwykłej paraboli, np. z parabolą sześcienną ($y = ax^3 + bx$), która również posiada punkt zwrotu — ma tę zaletę, że wykonanie takiego właśnie gwintowania jest łatwe, dokładne i przystosowalne do stawianych warunków. Mechanizm, tworzący sinusoidę, polega na tej zasadzie, że przy obrocie pewnej korby, odległość czopa tej korby od linji poziomej, przechodzącej przez punkt obrotu, jest proporcjonalna do sinusa kąta, jaki tworzy ramię korby z tą linją poziomą.

II. Zasady wytwórczości łóż działowych.

Warunki, jakim powinny odpowiadać łoża pod względem wytrzymałości i wymiarów, podają „warunki odbiorcze" danego sprzętu. Łoże powinno wymiarami swemi odpowiadać ściśle rysunkom z dozwolonemi tolerancjami (odchyłkami), wszelkie bowiem nadmierne odchylenia wpływają ujemnie na czynności ustroju. Np. jeżeli oś czopów kołyski nie jest zupełnie prostopadła do pionowej płaszczyzny symetrji działa i odchylenie to stanowi $^1/_2{}^0$, to dla arm. gór. 3" wz. 09 daje w wyniku nadanie pociskowi bocznej szybkości 0,4 m/sek. oraz odchylenie na odległość największą 1,2 m, ponadto boczny nacisk na łoże wyniesie około 1800 kg (działo całe waży około 600 kg), co pociąga za sobą stałe zruszenie linji przezierania. Podobny wpływ ma nachylenie osi obrotu lemiesza ruchomego. Nieznaczne stałe pochylenie osi kół powoduje wycieranie jednostronne panewek i rozchybotanie całego ustroju.

Łoża działowe podlegają silnym wstrząsom dynamicznym. Stosunek szybkości wylotowej pocisku do szybkości odrzutu lufy wynosi w działach nowoczesnych 80 — 125, biorąc średnio 100 oraz $v_0 = 1000$ m/s, otrzyma się szybkość odrzutu $v_{max} = 10$ m/s. Jest to szybkość otrzymywana przez ciało po spadku swobodnym z wysokości 5 m, co trwałoby 1 sekundę; spadek taki zapewne nie uszkodziłby działa poważnie, lecz wystrzał trwa zaledwie 0,03 sek, czyli 33 razy krócej; a zatem wysiłek materjału od takiego działania dynamicznego będzie inny. Jako porównanie można przytoczyć, że szybkość 10 m/s odpowiada 36 km/godz. t. j. szybkości pociągu pasażerskiego, a wystrzał — nagłemu zatrzymaniu takiego pociągu o przeszkodę. Siły działające w lufie są bardzo poważne: przy ciśnieniu 3000 atm. i kalibrze 12" wypada siła 2.400.000 kg, podczas gdy cały ciężar tego działa wynosi np. 48.000 kg, t. j. 50 razy mniej.

Swobodny (niehamowany) odrzut lufy lub odskoku działa byłby bardzo duży dla dział o wielkiej mocy, np. dla ar. 12" wz. 09 wyniósłby 25 m, przyjmując pod uwagę tylko tarcie o podłoże. Oporniki hamują odrzut, działając stopniowo, lecz w ciągu krótkiego czasu na uśmierzenie szybkości odrzutu (szybkość przelewu płynu opornikowego dochodzi do 150 m/s), zmniejszając znacznie, bo kilkanaście razy, wysiłek łoża. Wykonanie przewodów przelewowych wymaga bardzo dużej dokładności: różnice o 0,1 m/s już wpływają na działanie opornika. Ilość i jakość płynu ustala się teoretycznie i doświadczalnie, uwzględniając nagrzewanie się płynu od strzałów i od podniesionej temperatury otaczającego powietrza.

Należyta budowa łóż wymaga rozwiązania bardzo wielu złożonych zagadnień — jednem słowem wymaga *specjalizacji.*

(Wojna i Tiechnika, 1926).

III. Siła ciągu pojazdów artyleryjskich.

W numerze sierpniowym Przeglądu Artyleryjskiego z 1929 r. znajduje się krótka recenzja o artykule prof. N. Cytowicza (Wojna i Tiechnika I/29), dotycząca powyższej sprawy. Ponieważ we współczesnej literaturze temat ten prawie wcale nie bywa poruszany, a jednak ruchliwość sprzętu artyleryjskiego (graniczny ciężar) jest bardzo ważną ze stanowiska taktycznego, nie od rzeczy więc będzie zapoznać się bliżej z wywodami powyższego autora. oraz z obliczeniami, dotyczącemi dopuszczalnej pracy i mocy konia (wg. kursu artylerji Niłusa i Markiewicza, który to podręcznik przedwojenny jest obecnie w handlu wyczerpany).

A. *Zasady ogólne siły ciągu.* W razie ruchu jednostajnego poziomego siła ciągu F musi pokonać opór gruntu R_1 oraz opór tarcia potoczystego w piastach kół R_2; ten ostatni wynosi przy należytem smarowaniu zaledwie ½% ciężaru wozu i może być w obliczeniach pominięty.

Opór $R_1 = Q \frac{a}{r}$ (wzór Maurina); gdzie Q oznacza ciężar całego wozu, r—promień kół, a—spółczynnik zależny od rodzaju i stanu dróg (spółczynnik „trudności ruchu").

Z równania $F = Q$ a/r wynika, że moment obrotowy popędowy Fr równa się momentowi oporu Qa. Spółczynnik a zależy głównie od szerokości obręczy koła, od szybkości jazdy i od elastycznego zawie-

szenia podwozia (resory, obręcze gumowe i t. p.) zależy on też poniekąd od ciężaru wozu i promienia kół.

Według dawnych doświadczeń Maurina, przy stosowaniu kół o szerokości 57 mm otrzymano dla dobrej drogi bitej $a = 1$ cm; dla twardej drogi polnej w dobrym stanie $a = 3{,}5$ cm, dla piasku i łąki rozmokłej $a = 8{,}9$ cm i t. p. Na podstawie powyższego wzoru i wskazanych spółczynników można obliczyć stosunek siły ciągu do ciężaru dla dowolnego sprzętu. A więc dla pojazdu, ważącego 2000 kg, siła ciągu wyniesie (przy kołach o średnicy 1320 mm) od 30 — 300 kg ($F/Q = 0{,}015 - 0{,}15$).

Inż. Lender podaje dokładniejszy wzór teoretyczny:

$$F = \beta \frac{\sqrt[3]{Q/b}}{\sqrt[3]{r^2}} Q,$$

β—spółczynnik, zależny tylko od terenu,

$b/2$ — szerokość obręczy koła.

Wzór Durlachowa $F = \beta \frac{Q}{r \cdot b/2}$.

W razie ruchu jednostajnego *po pochyłości* pod górę siła ciągu F ma do pokonania oprócz oporu gruntu składową ciężaru wozu, wtedy:

$$F = Q\left(\frac{a}{r} + \sin\alpha\right),$$

gdzie α jest pochyleniem stoku, do 10^0 pochyłości ($tg = 0{,}17$) można przyjąć, że $\sin\alpha = \alpha$ oraz, że $\sin 1^0 = 1/60$ i t. d. stąd wynika, że np. gdy $\alpha = 3^0$ (pochylenie 5:100), siła ciągu musi być podwojona.

B. *Obliczenie ciągu końskiego.*

Siła ciągu wynosi $F_1 N$, gdzie N — ilość koni w zaprzęgu. Ściślej biorąc, w razie

ilości koni:	1—2,	3,	4,	6,	8
siła ciągu każdego maleje w stosunku	1	0,95	0,9	0,8	0,7

Gdy więc np. jazda odbywa się po twardej drodze polnej o pochyłości 6^0 (1 : 10), to siła ciągu powinna wynosić $1/7Q$, a zatem dla działa ważącego 2000 kg na każdego z 6-iu koni przypada siła ciągu 48 kg; dla działa ważącego 3000 kg na każdego z 8-iu koni wypada po 53,5 kg, konie zaś powinny rozwinąć siłę: 59 względnie 76 kg.

Rozpatrzmy tę sprawę z *punktu widzenia fizjologji końskiej. Graniczna szybkość pracy konia zależy od szybkości wdychania tlenu; największy zaś wysiłek dzienny od ilości przyswojonego pokarmu.*

Dla koni artyleryjskich ustalono doświadczalnie następujące największe szybkości chodów:

stępa 5 — 7 km/godz.; kłusem 12 — 15 km/godz.;

dla koni kawaleryjskich: galopem 16 km/godz.; cwałem — 30 km/godz.

Największy wysiłek pociągowy konia zależy od kąta pochylenia postronków pociągowych, co powinno wynosić dla konia podręcznego 10 — 12°, dla konia pod jezdnym — 7°, wtedy koń może uciągnąć taki mniej więcej ciężar, ile sam waży. Ciężar juka dochodzi do 120 kg. Nagłe podrywanie z miejsca daje chwilową siłę pociągową 3 razy większą od normalnej.

Co do ilości pożywienia, to należy dawać: koniowi silnemu (około 500 kg wagi) na każde 100 kg jego ciężaru własnego 1,56 kg owsa i tyleż siana dziennie; koniowi średniej wagi (około 400 kg) — po 1,72 kg owsa i siana; koniowi słabemu (około 250 kg wagi) — po 1,82 kg. Dla podtrzymania tylko życia (bez pracy) wymagane jest 40% racji.

Wysiłek przy jeździe kłusem stanowi 1,7 — 2,2 wysiłku stępa; w galopie i cwale — 2,2 — 3, zależnie od charakteru drogi. Wysiłek przy jeździe stępa (luzem) wynosi 1/30 ciężaru konia, po drodze ciężkiej do 70% więcej. Dodatkowy zaś wysiłek na ciąg wozu jest proporcjonalny do siły pociągowej i nie zależy od tempa jazdy.

1 kg strawionego pokarmu odpowiada pracy 340.000 kgm (jest *to mechaniczny równoważnik pokarmu).* Oznaczmy: P — ciężar konia w kg; A — ilość owsa lub siana w kg na każde 100 kg wagi konia; C — mechaniczny równoważnik pokarmu; L — droga w m.

A zatem największa dawka wynosi $\frac{AP}{100}$ kg owsa i tyleż kg siana; dawka wegetacyjna: $\frac{0,4\,AP}{100}$. Jeżeli dajemy dziennie 1,72 kg owsa, to dawka na pracę pożyteczną wynosi po $\left[1,72 - \frac{0,4\,AP}{100}\right]$ kg owsa i siana dziennie; z tego zostaje przetrawione: 70% owsa i 35% siana, to jest:

$$0{,}7\left[1{,}72-\frac{0{,}4\,AP}{100}\right]+0{,}35\left[1{,}72-\frac{0{,}4\,AP}{100}\right]=$$

$$=\text{około}\left[1{,}72-\frac{0{,}4\,AP}{100}\right]\text{ kg.}$$

Praca dzienna $c\left[1{,}72-\frac{0{,}4\,AP}{100}\right]$ idzie na jazdę luzem i na ciąg wozu. Z drugiej strony: na jazdę luzem potrzeba pracy $P/30\ L$ kgm, na ciąg zaś wozu FL kgm.

Aby tedy koń pracował, nie chudnąc i nie tyjąc, trzeba spełnić równanie:

$$[P/30+F]\,L=C\left[1{,}72-\frac{AP}{250}\right].$$

odpowiednio do jazdy kłusem:

$$[1{,}7\ P/30+F]\,L=C\left[1{,}72-\frac{AP}{250}\right];$$

Lecz ogólnie biorąc 1,72 jest to $\frac{AP}{100}$, stąd:

$[P/30+F]L=0{,}006\ APC$ jest to *równanie pracy dziennej* (stępa). Ciężar konia jest w stosunku prostym do sześcianu wzrostu tegoż; przeciętnie dla konia o wzroście 1450 mm wypada ciężar 356 $\pm$ $\pm$ 8 kg.

Według przepisów remontu koni (ros.) — konie artyleryjskie powinny mieć wzrost od 1420—1575 mm, konie taborowe $\geq$ 1345 mm, stąd wypada ciężar konia artyleryjskiego 330—460 kg; taborowego 280—330 kg.

Z równania pracy dziennej można obliczyć *siłę pociągową dzienną:*

$$F=1/L\,.\,0{,}006\ APC-P/30$$

Co np. dla $P=330$ kg, L $=$ 25.000 m, stępa; $C=340.000$ kgm;

$$A=1{,}72\text{ kg.}$$

daje $F=34$ kg

dla $P=460$ kg $\quad F=48$ kg.

Biorąc zaś pod uwagę *prawidłowy oddech* (t. zn. w spoczynku 10 od./min, przy jeździe stępa 20 od./min, kłusem 50 od./min, galopem 85 od./min), — praca na minutę w/g doświadczeń powinna wynosić:

dla nieprzerwanej pracy w ciągu 2 minut — $W = 48\,P$
" " " 12 " — $W = 32\,P$
" " " 60 min. i więcej — $W = 15\,P$.

Jeżeli na zasadzie powyższych wzorów obliczyć moc konia żywego ($P = 400$ kg), to otrzymamy:

a) na podstawie oddechu w ciągu 60 min.: $W = \frac{15\,P}{60}$ kgm/sek.

b) na podstawie pracy dziennej: $0{,}006 \,.\, 1{,}72 . 340000\,P = 3500\,P$ w ciągu 8 godzin; zatem $W_2 = \frac{3500\,P}{60.480}$ kgm/sek.

Średnio: $\frac{W_1 + W_2}{2} =$ około 75 kgm/sek czyli 1 K. M.

Obliczenie siły pociągowej konia w ciągu godziny.

$W = [n \,.\, P/30 + F]\, v$; n dla trudnych warunków jazdy $= 1{,}7$; normalnie $n = 1$.

Jeżeli $W = 15\,P$; $v = 5$ km/godz. $= 83$ m/min.
stąd dla $P = 330$ kg, $F_0 = 48$ kg,
" " $P = 460$ kg, $F_0 = 68$ kg.

Z powyższych rozważań wynika, że dla konia artyleryjskiego średniej wagi 400 kg, wysiłek pociągowy, trwający kilka dni, może wynosić 40 kg; wysiłek krótkotrwały, t. j. godzinny z następnym odpoczynkiem może wynieść nawet do 60 kg. A zatem ciężar graniczny działa, przypadający na jednego konia, licząc jazdę po drogach piaszczystych i nierównościach, może dochodzić od 280 — 420 kg. Francuzi przyjmują aż 500 kg, należy jednak u nas brać nie więcej, niż 400 kg.

Uwaga. Siła pociągowa ludzka liczy się 10 kg, t. j. po 70 kg ciężaru wożonego na człowieka.

Przykłady: 1) Obliczyć ciężar naładowanego wozu taborowego: jazdą stępa po drogach polnych, przemarsz dzienny 25 km; promień koła 600 mm, konie wagi 300 kg.

Z równania pracy dziennej $[P/30 + F]\, L = 0{,}006\, APC$.
dla $P = 300$ kg, $L = 25000$ m, $A = 1{,}82$ kg.
$C = 340000$ kgm, wynika $F = 34{,}5$ kg.

Z teorji wozów: $F = Q\, a/r$; F dla pary koni 69 kg $a = 3{,}5$ cm; $r = 60$ cm.

stąd $Q = 1180$ kg

Na odcinkach drogi trudniejszych dla sprawdzenia wychodzimy z praw oddechu: $W = 15\,P$.

$$15\,P = [P/30 + F]\,v; \quad v = 83 \text{ m/min. stąd } F = 44 \text{ kg.}$$

co daje ciężar wozu 1500 kg dla $a = 3{,}5$ cm

lub $Q = 600$ kg dla $a = 8{,}9$ cm.

II. Obliczyć ciężar działa polowego: zaprzęg 6-io konny, jazda stępa po terenie trudnym ($a = 8{,}9$ cm); koła średnicy 1400 mm, ciężar konia 400 kg.

$$F = \frac{15\,P}{v} - \frac{1{,}7\,P'}{30}; \; P' = 400 \text{ kg} + 110 \text{ kg (jezdny z siodłem)} = 510 \text{ kg.}$$

stąd $F = 43$ kg

Cała siła pociągowa: $6.43.08 = 206$ kg.

stąd $Q = 1620$ kg

dla dobrych dróg polnych ($a = 3{,}5$ cm) $Q = 4120$ kg.

W tych granicach mieści się ciężar działa polowego.

Podobnie, mając ciężar działa i koni oraz warunki terenu, można obliczyć dopuszczalną szybkość jazdy.

C. *Obliczenie ciągu mechanicznego.* Siłą, wytwarzającą ruch posuwisty samochodu, jest siła tarcia (adhezji, przyczepności), przyłożona do kół popędowych (tylnych) w kierunku ruchu.

Wartość tej siły wynosi $F = \mu\,Q_t$; μ spółczynnik tarcia; Q_t = ciężar przypadający na tylną oś.

W razie ruchu po pochyłości $\mu\,Q_t = Q\,[^a/_r + \sin\alpha]$.

Gdzie Q oznacza ciężar wieziony (samochód, ciągnik z przyczepkami, parowóz, cały pociąg).

Zwykle w samochodach $Q_t = (0{,}6 - 0{,}7)\,Q$; obciążenie to, rozstęp osi i rozstawienie kół mają znaczenie przy obliczaniu nawierzchni dróg i mostów.

W razie popędu na obie osie i przy podwoziach gąsienicowych $Q_t = Q$.

Ciśnienie na grunt przy stosowaniu gąsienic bywa kilkanaście razy mniejsze od ciśnienia kół (5 tonnowy ciągnik Holta daje ciśnienie na grunt 0,4 kg/cm^2, podczas gdy takiż wóz kołowy dałby 6 kg/cm^2.

Spółczynnik tarcia dla kół $\mu = 0{,}3$, dla gąsienic przeciętnie $\mu = 0{,}8$.

Pożyteczna moc silnika $M = Fv$; znając zatem moc silnika, oraz obliczywszy siłę pociągową, można określić szybkość jazdy.

Przykład: $Q = 1$ tonna; $r = 50$ cm; $a = 1$ (po szosie), $\alpha = 3^0$; wtedy $F = 70$ kg.

Przy szybkościach ponad 40 km/godz. należy uwzględniać opór powietrza R:

$$R = ASv^2;$$

A — spółczynnik; dla samochodów i parowozów przyjęto 0,0052;
S — rzut pionowy powierzchni czołowej np. $S = 3$ m²;
Wtedy dla $v = 60$ kg/godz.; $R = 56$ kg;

dla $v = 40$ kg/godz.; $R = 25$ kg;

Gdy $Q = 5$ tonn, $F = 350$ kg w warunkach jak wyżej; przy $v = 10 - 20$ km/godz.

Wielkość pochylenia gruntu, jakie może przezwyciężyć ciągnik mechaniczny zależy od jego ciężaru; jeżeli przyjmiemy np., że sam ciągnik może pokonać pochyłość 45^0, to gdy ciężar przyczepek równy jest ciężarowi ciągnika, pokona on pochyłość 26^0, w razie gdy ciężar przyczepki jest 4 razy większy od ciężaru ciągnika — pochyłość 11^0 niezależnie od mocy silnika i szybkości ruchu.

Moc silnika całkowita $N_c = \frac{Fv}{75 \cdot 3{,}6\ \eta}$ KM, gdzie η — spółczynnik sprawności $= 0{,}6$; a zatem $N_c = \frac{\mu}{270\ \eta}\ Q \cdot v$ (dla ciągnika gąsienicowego) jest to *zasadnicze równanie ciągu mechanicznego.*

Wielkości N_c i Q znajdują się poza tem w pewnym stosunku, zależnym od stanu techniki silników; najwyższa moc motoru, jaki można ustawić na ciągnik o ciężarze ogólnym Q określa się w przybliżeniu jako iloczyn z ilości tonn i setek obrotów silnika; np. gdy ciągnik waży 5 tonn, a silnik daje 1200 obr/min, to maksymalna moc silnika wyniesie $5 \cdot 12 = 60$ KM.

Przykłady: I. Ciągnik gąsienicowy Holta wz. 17„ pięciotonnowy". Całość z obciążeniem waży 4500 kg, moc silnika 56 KM, ilość obrotów 1200 na minutę; szybkości jazdy: $v_1 = 3$ km/godz., $v_2 = 6$ km/godz., $v_3 = 12$ km/godz. Przyjmując $\mu = 1$ (dla pewności), $\eta = 0{,}6$, otrzymamy dla szybkości v_1 — $N_c = 83$ KM, to oznacza, że ciągnik ten posiada za słaby silnik i całkowita siła pociągowa nie może być tu wyzyskana; należałoby zmienić szybkość v_1, która wynika z powyższego równania w wysokości $v_1 = 2$ km/godz.; jeżeli szybkości zmniejszać nie opłaca się, to należy zwiększyć ilość obrotów silnika, by powiększyć jego moc.

II. Ciągnik jak wyżej może uciągnąć przyczepki złożone z armaty 75 i 2-ch przodków, lub z 3-ch półwozi jaszczowych. Rozważmy warunki jego pracy w różnych okolicznościach:

Droga uciążliwa: Wielkość $\mu Q = Q_a \, {}^a/_r + Q_p {}^{a'}/_r + (Q_c + Q_p) \sin \alpha$. Tutaj $Q_c = 4500$ kg; $Q_p = 3700$ kg; ${}^a/_r = 0{,}15$ (dla gąsienic); $a' = 0{,}30$ (dla kół); $v_1 = 3$ km/godz; $N = 56$ KM. Stąd określamy największe możliwe pochylenie terenu, jako $100 \operatorname{tg} \alpha = 14\%$.

Przy pochyleniach około 30% należy zamiast Q wstawić $Q \cos \alpha$.

b) Droga łatwa. Daje to w przybliżeniu pochyłość $100 \operatorname{tg} \alpha = 33\%$ $(a/r = 0{,}5;\ a'/r = 0{,}03)$.

c) Przy $v_2 = 6$ km/godz. po drodze łatwej daje pochylenie pokonalne 13%; po drodze trudnej ruch wogóle jest niemożliwy $(100 \operatorname{tg} \alpha < 0)$.

d) Przy $v_3 = 12$ km/godz.— tylko po drodze łatwej możliwą do pokonania jest pochyłość 5%.

A zatem z powyższej analizy siły traktora wynika, że jest on za słaby na takie obciążenie.

Jeżeli przyczepić do niego działo z jednym przodkiem lub 2 półwozia jaszczowe, t. j. $Q_p = 2400$ kg., to jak okazuje się z podobnych obliczeń, może on przy v_1 wspierać się na stoki o pochyłości 23 = 41%, przy v_2 wspierać się na stoki o pochyłości 17% po dobrej drodze, lub jechać po równinie przy złej drodze; przy v_3 wspierać się na stoki o pochyłości 7% po dobrej drodze. Gdy zaś przyjąć $v'_1 = 2$ km/godz., to nawet przy obciążeniu $Q_p = 4600$ kg. (ar. 3″ wz. 02 i 3 przodki) daje możność wspinania się na pochyłości 27%.

W ten sposób można też obliczyć *teoretycznie* największy ciężar drzyczepki po równej, dobrej drodze, który wypada w wysokości aż $Q_p =$ 134.000 kg, lecz już przy pochyłości 6% spada on do 30.000 kg.

Na podstawie podobnych obliczeń można porównywać ciągnik gąsienicowy z kołowym i określić przewagę pierwszego.

IV. Zjawiska elektryczne przy strzale z broni palnej.

Oddawna zauważono, że podczas wypływu ściśnionego gazu z pewnego izolowanego naczynia (butla z gazem, silnik gazowy) powstaje w naczyniu napięcie elektryczności, dochodzące do potencjału paru tysięcy wolt, przyczem naczynie elektryzuje się elektrycznością jednego znaku, a gazy wylotowe — drugiego.

To samo zjawisko spostrzeżono w broni palnej: działo na kołach z gumowemi obręczami wytwarza na sobie statyczną elektryczność,

dającą się odczuć przez dotknięcie gołą ręką. Zbadaniem doświadczalnem tej sprawy zajął się włoski uczony prof. A. Bernini, biorąc za objekt badany — izolowany karabin maszynowy syst. Fiat oraz pistolet Mausera. Doświadczenia były zorganizowane w ten sposób, żeby oddzielić elektryzację broni od elektryzacji gazów spalinowych, oraz, aby można było uwzględnić naelektryzowanie pocisku. Z takich doświadczeń otrzymano następujące wnioski:

1. Pocisk zawsze elektryzuje się ujemnie, wytwarzając w broni po 3 strzałach napięcie 900 V.

2. Ilość elektryczności powstająca przy każdym wystrzale, biorąc pod uwagę pojemność broni, wynosiła około 5.10^{-3} C.G.S.; na pocisku ilość ta była znacznie mniejszą.

3. Gazy wylotowe otrzymywały głównie znak przeciwny broni; chociaż dały się stwierdzić w nich oba znaki.

4. Ze zwiększeniem ilości mat. wyb. zjawisko potęguje się, lecz nie proporcjonalnie.

5. Broń może wytwarzać elektryczność obu znaków, zależnie od rodzaju materjału wybuchowego.

6. Materjał pocisku (miedź, nikiel, ołów) nie wpływa na elektryzację broni. W razie długotrwałej walki powietrznej, może wytworzyć się bardzo wysokie napięcie broni, które wyładowując się przy lądowaniu, może być powodem zapłonu gazów benzynowych.

Zjawisko elektryzacji broni palnej należy brać pod uwagę przy pomiarach ciśnień zapomocą przyrządów piezo-elektrycznych.

(„Rivista di artigleria e genio", 1928).

V. Rozwój koła artyleryjskiego.

Rok 1631 był przełomowym dla historji artylerji lekkiej ze stanowiska techniki i strategji. Gustaw Adolf zaopatrzył łoża działowe w koła, co mu walnie dopomogło do wielu zwycięstw. Artylerja stała się *ruchliwa*, co wpłynęło na radykalną zmianę metody prowadzenia wojen; przedtem bowiem używano jedynie ciężkich dział fortecznych i oblężniczych, które w razie potrzeby przewożono na ciężkich i niezgrabnych wozach. W ciągu XVII stulecia łoża na kołach stają się tak ruchliwe, że mogą towarzyszyć wojskom w polu i przygotowywać swym ogniem natarcie piechoty. Tak więc przez 3 ostatnie wieki koło artyleryjskie przebyło całą ewolucję, poczynając od pełnych tarcz drewnianych, aż do dzisiejszych lekkich i mocnych kół

drewnianych z obręczami stalowemi lub stalowych z obręczami gumowemi.

Zastosowanie obecnego typu koła artyleryjskiego w wojsku amerykańskiem pochodzi od czasu przyjęcia typu Archibalda do arm. 3,2" o łożu żelaznem w 1881 r. Poprzednio koła, używane do sprzętu artyleryjskiego, miały drewniane piasty, szprychy i wieńce typu handlowego, jaki jeszcze obecnie jest w użyciu, częściowo przy wozach rolniczych i t. p.

Rysem, wyróżniającym konstrukcję Archibalda, jest budowa piasty, składającej się z wewnętrznej kryzy, złączonej na stałe z kadłubem piasty i z zewnętrznej kryzy (tarczy), wpasowanej na walcową część piasty, a złączonej z kryzą piasty sierdzeniami, przechodzącemi przez szprychy, — oraz trójgraniaste sworznie metalowe do łączników dzwon wieńca. Te koła miały średnicę 57" (= 1448 mm), szerokość obręczy 3" (76 mm) i 12 szprych. Obwód wykonany był z 6 wypiłowanych dzwon; ciężar koła wynosił około 81 kg. Koła były ustalone na osi zapomocą lonów. Ten typ został wówczas przyjęty po dokonaniu szeregu prób przez komisję artylerji lekkiej.

Do zalet tego typu koła należą:

1) Spojenia szprych i dzwon, dokonane są z taką siłą i dokładnością, że koła wytrzymują pracę w każdym klimacie.

2) Koło zostaje zmontowane pod działaniem siły 25 razy większej, niż przewidywany do przewozu ciężar, co gwarantuje koło od połamania pod obciążeniem.

3) Dzięki szczelnemu dopasowaniu szprych, nie mogą one rozluźnić się w piaście ,ani niema do nich dostępu wilgoci (unika się rdzewienia piasty lub gnicia drzewa).

4) Piasty lub szprychy są łatwo wymienne.

Obecnie przyjęte w Stanach Zjednoczonych *znormalizowane koło* dla sprzętu artylerji lekkiej i jej wozów, powstało z powyższego typu przez różne zmiany i ulepszenia, lecz główne rysy zostały zachowane. Przez te liczne zmiany uczyniono koło mocnem, dogodnem i możliwie lekkiem.

Ostre próby z kołami przeprowadzano co kilka lat, wprowadzając wciąż pewne zmiany w konstrukcji lub wymiarach, i tak między innemi, zastąpiono lony nakrętkami kapturowemi, wprowadzono olejenie z pomocą zbiorników oleju w piaście lub osi, zamykanych zaworem sprężynowym; buty do szprych (dawniej szprychy były wpuszczane na czopach w wieniec). Zwiększono ilość szprych do 14

lub 16; wieniec składa się z 8 wypiłowanych dzwon lub z 2-ch giętych. Obręcz wykonywa się ze stali węglistej o granicy sprężystości 32 kg/mm². Wymiary koła znormalizowanego są: średnica 56" (= 1422 mm); szerokość obręczy 76 mm, grubość obręczy 13 mm. Ciężar koła takiego wynosi około 94 kg (rysunek koła i piasty str. 1053). (Koło do armaty 75 mm wz. 97 ma średnicę 1330 mm, szerokość obręczy 60 mm, waży 81,3 kg).

Próbowane koła o mniejszej średnicy (1220 mm) nie dały dobrych wyników ze względu na zbyt duże zmęczenie koni (wymagają większej siły pociągowej); również — koła metalowe (lane lub prasowane) nie nadają się, jako zbyt ciężkie, — jedynie koła z drewnianemi szprychami o metalowym wieńcu mogą nadawać się dla artylerji ciężkiej.

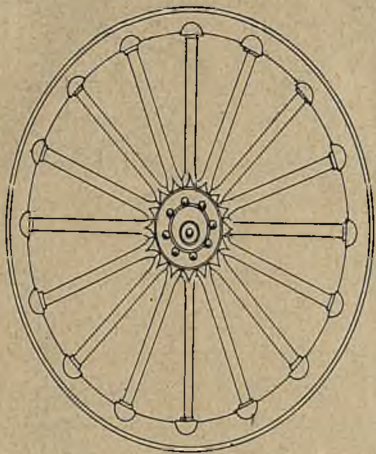
Wynalezienie koła należycie elastycznego, łatwego w wykonaniu i niehałaśliwego jest zadaniem czasów obecnych.

Średnica koła zależy od szerokości toru, ciężaru dopuszczalnego koła, siły pociągowej, szybkości ruszania z miejsca; zbyt małe dają duży opór (moment obrotowy mały), zbyt duże są ciężkie i powodują większą wywrotność wozu; granicą średnic dla kół artyleryjskich jest wymiar 1500 mm.

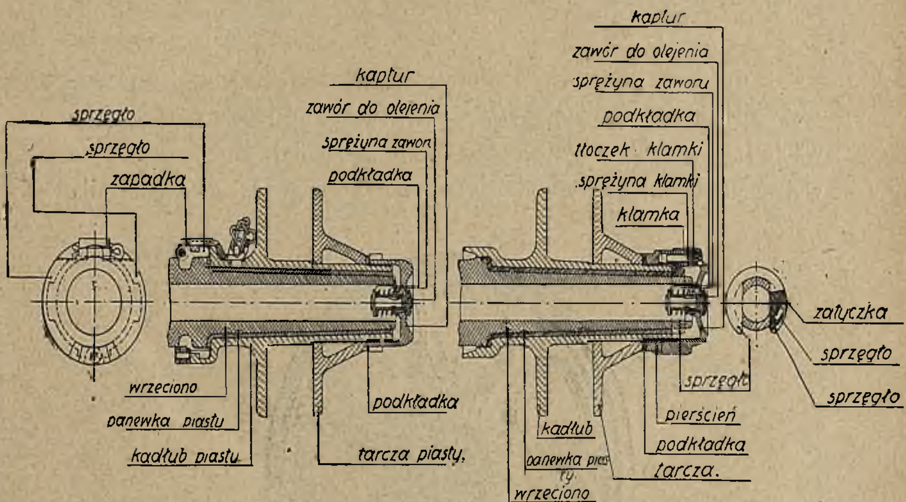
Aby szprychy pewniej przeciwstawiały się bocznym uderzeniom (silniejszym z zewnątrz) i nagłym zwrotom wozu, otrzymują one pewne *wychylenie* [1]) z płaszczyzny wieńca ku wewnątrz; wielkość tego wychylenia wynosi $^1/_4$" na każdą stopę średnicy (t. j. $^1/_{48}$ średnicy), co odpowiada kątowi $1^0 12'$; połowę wychylenia uzyskuje się przez stożkowatość kryzy tarczy, połowę przez skurcz obręczy. Aby zaś dolna szprycha w czasie strzału lub przy pochyłej pozycji osi zachowywała położenie prawie pionowe — wrzeciona osi otrzymały pochylenie ku dołowi o kąt $\leq 1^0 12'$ (t. zw. zwichnięcie osi), a wrzeciono jest w ten sposób stożkowe, żeby dolna tworząca jego była poziomą i poziomo przylegała do panewki. Zwichnięcie osi powoduje też dążenie koła do opierania się o podstawę wrzecion a nie o lon. Kształt stożkowy wrzeciona ułatwia ponadto nakładanie i zdejmowanie kół i zmniejsza tarcie w panewkach. Celem uniknięcia jednostronnego ścierania się krawędzi obręczy, przekrój tej ostatniej robią czasem kształtu odcinka koła (wypukły). (Rys. schemat koła str. 1054).

---

[1]) po ros. nabrow; po ang. dish; po niem. Sturz.

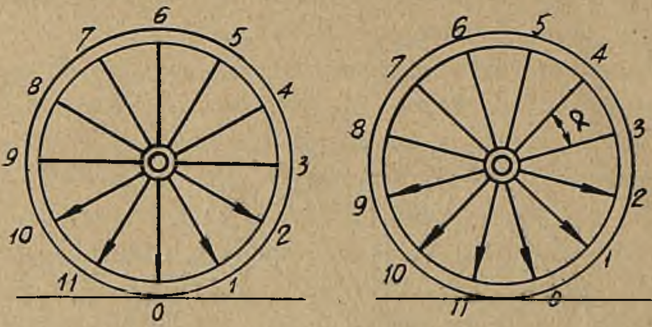


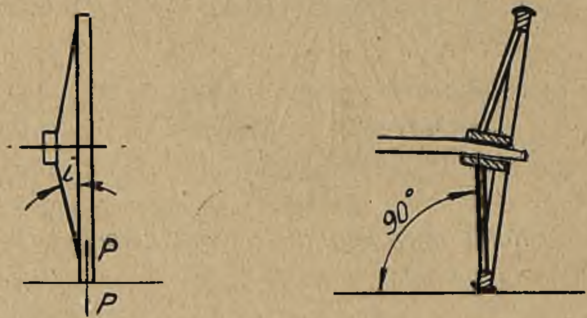
Koło amerykańskie znormalizowane.



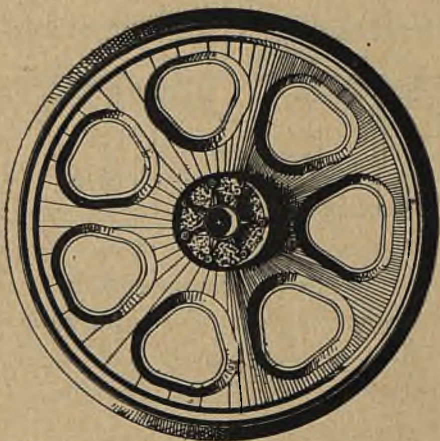
Piasty znormalizowane.

Osadzenie wewnętrzne koła. Osadzenie zewnętrzne koła.





Dużo uwagi poświęcono sprawie należytego olejenia (smarowania) koła, uszczelnieniom trących powierzchni od kurzu oraz konserwacji (malowanie, zabezpieczenie od rozsychania). Koła zwykłe nie wytrzymują już szybkości jazdy ponad 12 km/godz., a zatem dla



Koło prasowane.

łóż — ciągnionych motorowo używa się obręczy gumowych grubości 90—100 mm (koło waży wtedy do 173 kg). Czyniono też liczne próby z kołami prasowanemi ze stali (rysunek str. 1054), które były zastosowane do jaszczy arm. 3"; koło takie waży 180 kg — oraz z kołami do jaszczy arm. 4.7" o średnicy 1550 mm — z grubością obręczy gumowej 152 mm.

Okazuje się jednak, że koła o obręczach stalowych wytwarzają najmniejszy opór przeciw ruchowi potoczystemu, większy dają koła z dętkami gumowemi, największy — pełne obręcze gumowe.

Obliczenie wytrzymałości szprych. odbywa się w sposób następujący: Oś wozu naciska na piastę koła z siłą P, a za jej pośrednictwem przenosi się nacisk na szprychy i wieniec koła.

Nazwijmy kąt między szprychami α; kąt wychylenia szprych i; ilość szprych n. Dla obliczeń przyjmuje się, że pracuje na ściskanie tylko część szprych, znajdująca się pod poziomą średnicą koła, a więc przy $n = 12$, pracuje ich 5 lub 6 (szprychy górne, o ileby były sztywno umocowane w wieńcu, pracowałyby na rozciąganie).

Przyjmujemy, że siła P rozkłada się równomiernie na składowe pionowe, przyczepione do przypiastowego końca szprychy, wtedy poszczególne siły ściskające będą:

$$q^0 = P/5 \cos 3^0 \text{ lub } q_0 = q_{11} = P/6 \cos 3^0 \cos 15^0$$
$$q_1 = q_{11} = P/5 \cos 3^0 \cos 30^0; \text{ lub } q_1 = q_{10} = P/6 \cos 3^0 \cos 45^0$$
$$q_2 = q_{10} = P/5 \cos 3^0 \cos 60^0 \text{ lub } q_2 = q_3 = P/6 \cos 3^0 \cos 75^0$$

Stosunek tych obciążeń wyraża się jak: 1 : 0,85 : 0,5; lub 0,97 : 0,71 : 0,25.

Koło o 14 szprychach daje największe obciążenie o 20% niższe.

Szprychę oblicza się jak kolumnę umocowaną sztywno w obu końcach, według wzoru Eulera.

$$P = \frac{4\pi^2 EJ}{\delta l^2},$$

E — spółczynnik sprężystości, J — najmniejszy moment bezwładności przekroju,
l — swobodna długość szprychy,
δ — spółczynnik bezpieczeństwa, dla drzewa normalnie = 10, licząc jednak na pracę szprych w ruchu i na uderzenia, bierze się $\delta = 40$; stąd $J = \frac{P l^2}{E}$; $E = 1000$ kg/mm².

Ponadto sprawdza się naprężenie ściskające P/F; F — najmniej-

szy przekrój, oraz wytrzymałość na zginanie siłą $N = P/4 \sin 30^0$ (z powodu wychylenia szprych), gdzie przekrój niebezpieczny znajduje się przy wieńcu. Odpowiednio do powyższych sił oblicza się na zginanie dzwona wieńca.

VI. Pocisk reakcyjny (rakietowy).

Konstruktorzy starają się, aby w działach umieszczanych na płatowcach możliwie zmniejszyć siłę odrzutu; w tym celu stosuje się różne sposoby, a więc: 1) Działa bezodrzutowe z fikcyjnym pociskiem śrutowym, wyrzucanym w przeciwną stronę (p. Przegl. Artyl. 1928 r., str. 364), 2) Turbo-działa (patrz Bellona XI 1922 r.) i 3) *działa reakcyjne.* Temi ostatniemi zajmiemy się obecnie.

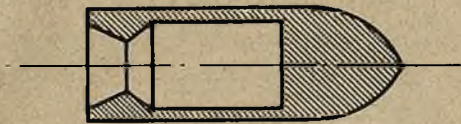
Pocisk reakcyjny. Jest to pocisk zbudowany na zasadzie rakiety, czyli reakcyjnego działania gazów prochowych, wylatujących z niego do tyłu, a przez to działaniem „reakcji" czyli odporu-popychających pocisk do przodu.

Pocisk taki zawiera w mniejszej przedniej komorze swojej zwykły materjał kruszący oraz zapalnik normalnej konstrukcji, a w większej tylnej komorze posiada materjał popędowy, który zapala się w lufie działa i pcha pocisk naprzód (poza tem może być jeszcze użyty dodatkowo zwykły ładunek miotający). Wynalazek rakiety znany był zdawien-dawna w Chinach, w Indjach, w Europie stosowany był od XIV stulecia. Do celów wojennych używany był niejednokrotnie, jako przenośnik materjałów wybuchowych lub zapalających (do 2,5 km donośności). Po rozwoju artylerji rakiety pozostały jako środki sygnalizacyjne i oświetlające. Działanie reakcyjne ciśnienia hydraulicznego znane było jeszcze w starożytności i miało zastosowanie w kole wodnem Herona lub kole Segnera (wóz parowy Newtona).

Gazy prochowe, wypływając z komory pocisku do tyłu przez przewody śrubowe, nadają pociskowi jednocześnie ruch postępowy i obrotowy, konieczny dla zachowania stateczności na torze (zwykle rakiety mają ogon grający rolę brzechw strzały). Celem zwiększenia szybkości wypływu gazów, a zatem — i działania reakcyjnego, stosuje się przewód wylotowy w kształcie dyszy turbinowej, jak wskazano na rysunku (str. 1057).

Doświadczeniami tego rodzaju zajmowali się: mjr. Unge w 1901 r. w Szwecji i w 1906—1910 w Meppen u Kruppa; balistyk Riabuszyński (w 1920 r.), Bory, Oberth, Goddard oraz inżynierowie włoscy Pegna, gen. Campanelli i Ledgadro; w Niemczech — Opel; w Rosji —

Ziółkowski, Steczkin (1926); inż. peruwjański Paulet; we Francji: Esnault-Pelterie i A. Hirsch.



Unge i Bory używali jako środka napędowego w komorze pocisku — prochu czarnego prasowanego; torpedy powietrzne Ungego ważyły 50 kg i donosiły do 5000 m; $v = 2000$ m/sek. [2]).

Oberth stosował płynny wodór oraz roztwór alkoholu w wodzie i płynny tlen; dla zachowania stateczności lotu używał żyroskopów.

Goddard stosował proch bezdymny nitrocelulozowy, umieszczany w pojedyńczych ładunkach, ładowanych i zapalanych kolejno na podobieństwo naboi karabinów maszynowych.

Lufa działa reakcyjnego, otwarta z obu stron, może być bardzo cienkościenną rurą i bardzo lekką, bo służy tylko do nadania kierunku i początkowego impulsu. Gazy prochowe nie nadają się bezpośrednio do popędu silników spalinowych z powodu zbyt małego ciepła właściwego oraz zbyt nagłego spalania się (1 kg dynamitu spala się w ciągu 0,00002 sek.), lecz *reakcyjne silniki* znalazły już zastosowanie w popędzie samolotów i płatowców, nadając im bardzo znaczne szybkości jazdy, a działom reakcyjnym wróżą również uzyskanie donośności kilkuset kilometrów, a nawet na pociskach reakcyjnych opierają niektórzy nadzieję zrealizowania „podróży międzyplanetarnych"; pociski rakietowe zostają zrealizowane w torpedach powietrznych, nawet sterowanych *zdaleka* falami elektro-magnetycznemi (dalo-sterowanie).

Jak było dowiedzione w artykule „strzał międzyplanetarny" (p. Przegl. Artyleryski 1926 r. str. 506), komunikacja międzyplanetarna zapomocą użycia zwykłego działa palnego jest niemożliwa z następujących powodów:

Jeżeli rozpatrujemy pocisk rzucony w próżnię, to aby zdołał on dolecieć do księżyca, powinien posiadać szybkość początkową większą niż 11075 m/sek, przy zastosowaniu ładunku 45 razy cięższego od pocisku; na wytworzenie zaś stopniowe powyższej szybkości po-

---

[2]) O znaczeniu *torped powietrznych* p. „Militär Wochenblatt" Nr. 25/29 r.

trzebaby lufy o długości aż 20.000 km. Co zaś dotyczy pocisku, podlegającego oporowi powietrza w otoczeniu kuli ziemskiej, wynika następujący wniosek: „Wobec oporu powietrza, wzrastającego wraz z szybkością lotu, pociski materjałowe nie zdołają nigdy wylecieć poza sferę przyciągania ziemi; nawet wystrzelone pionowo do góry z szybkością początkową największą, jaką tylko można sobie wyobrazić".

Przytem trzebaby wydatkować jednorazowo olbrzymie ilości energji; natomiast pocisk reakcyjny jest niejako lecącem działem, a energja jego środka popędowego wciąż się tworzy.

Rozpatrzmy pokrótce teorję balistyczną takiego działa i pocisku oraz teoretyczną ewentualną możliwość podróży takiego pocisku na księżyc. [3]).

Obliczenia balistyki wewnętrznej pocisku opierają się na termodynamice wypływu gazów (idealnych), przyjmując, że wypływ odbywa się bez wirów i w ruchu ustalonym, wypełniając całkowicie przekrój dyszy wylotowej.

Oznaczmy: G — ciężar gazu wypływającego w sekundzie,

f_{min} — najmniejszy przekrój dyszy,
p_i — ciśnienie wewnątrz pocisku,
$k = C_p/C_v$; R — strzała gazowa; T — absolutna temperatura spalenia,
p_a — ciśnienie atmosferyczne; t — czas; y — rzędna toru,
m — zmienna masa pocisku; v — szybkość lotu; u — szybkość wypływu gazów;
ρ — ciężar właściwy gazów.

Ciśnienie wewnętrzne w komorze pocisku z początku rośnie (w czasie spalania się ładunku popędowego), dochodzi do maksimum, a potem spada aż do zupełnego spalenia się prochu i całkowitej tegoż ekspansji, analogicznie do przebiegu ciśnienia w lufie zwykłego działa. Przebieg tego ciśnienia ustala się drogą doświadczalną dla danego pocisku z jego dyszą wylotową, dla danego rodzaju prochu oraz wielkości i układu ładunku wewnętrznego (zapomocą indykatora lub metodą Nernsta). Jeżeli stosunek ilości tworzącego się gazu w sekundzie do ilości wypływającego gazu w pocisku przez dyszę jest stały, to

---

[3]) Stow. Astronomiczne we Francji przeznaczyło wysoką nagrodę za naukowe przyczynienie się do postępu w tej sprawie.

ciśnięnie wewnątrz będzie przez ciąg tego procesu stałe, a całe działanie gazów rozpada się na 3 okresy; wzrost ciśnienia do maksimum, spalanie się pod stałem ciśnieniem i rozprężanie się do ciśnienia końcowego.

Ciśnienie wylotowe powinno równać się atmosferycznemu i wobec tego właściwe rozmiary dyszy powinny zmieniać się samoczynnie wraz ze zmianą wewnętrzną ciśnienia; — praktycznie zaś przyjmuje się pod uwagę pewną wartość średnią ciśnienia wewnętrznego dla obliczenia przekroju wylotowego dyszy.

Ilość gazu, jaki wypływa z dyszy w sekundzie, wyraża się wzorem:

$$G = f_{\min}\, p_i \left[\left(\frac{2}{k+1}\right)^{\frac{1}{k-1}} \sqrt{\frac{2\,gk}{k+1}\,\frac{1}{RT}}\right]$$

dla balistytu $T = 3280^0$; $R = 30{,}7$; $k = \frac{1{,}1 - 1{,}4}{2}$

wtedy $G = 0{,}0065\, f_{\min}\, p_i$.

Siła reakcji $R = 2\frac{k}{\sqrt{k^2-1}}\left(\frac{2}{k+1}\right)^{\frac{1}{k-1}} f_{\min}\, p_i \sqrt{1 - \left(\frac{p_a}{p_i}\right)^{\frac{k-1}{k}}}$

(wg. Cranza); przyjmujemy spółczynnik tarcia w otworze wypływowym $= 1$. Zależy więc ona od materjału popędowego (k), od najmniejszego przekroju dyszy ($f_{\min}$) od ciśnienia atmosferycznego (p_a) i zmiennego ciśnienia wewnętrznego (p_i); ponieważ zaś p_a zależy od wzniesienia się pocisku nad terenem (y), a zatem:

$$R = f\ (t,\ y)$$

Równania różniczkowe ruchu pocisku przez powietrze pod działaniem siły reakcji, oporu powietrza i przyciągania ziemi mają postać:

$$m\,\frac{d\ (u \cos \vartheta)}{dt} = R\ (y, t)\ \cos\vartheta - m\,c\ (y) \,.\, f\,(v) \,.\cos\vartheta.$$

$$m\,\frac{d\ (u \sin \vartheta)}{dt} = R\ (y,\ t)\ \sin\vartheta - m\,c\ (y) \,.\, f\,(v)\ \sin\vartheta - m\ g\ (y).$$

$f\ (v)$ funkcja szybkości; $g\ (y)$ zmienne wraz z wysokością przyśpieszenie ziemskie; $c\ (y)$ spółczynnik balistyczny pocisku zmienny z wysokością z powodu zmian gęstości powietrza.

Równania powyższe całkuje się rachunkowo lub wykreślnie.

Balistyk włoski Pegna bierze pod uwagę spalanie ładunku wewnętrznego pod stałem ciśnieniem i wtedy w ciągu tego głównego

II okresu (I okres — to wzrost ciśnienia wewn. z p_a do p_i; II — spalenie pod ciśnieniem p_i, III — rozprężenie z p_i do p_a[4]), trwającego najdłużej, oblicza *siłę reakcji* — na podstawie równania:

$$R = G/g\ (u - v)'.$$

$$\text{gdzie } u = \sqrt{\frac{2\,gk}{k+1}\,\frac{p_i}{\rho}\left[1 - \left(\frac{p_i}{p_a}\right)^{\frac{k-1}{k}}\right]}$$

i kreśli wykres zależności u od p_i dla różnych $k = 1{,}1 — 1{,}4$; biorąc p_i od 100 — 4000 kg/cm²; otrzymuje wtedy u do 3200 m/sek.

np.	dla $k = 1{,}41$	$p_i = 1000$ kg/cm²	$u = 2430$ m/s
	dla $k = 1{,}1$	„	$u = 3100$ m/s

Ponieważ pocisk przedstawia małą masę metalu, a proces spalania trwa krótko, zapewne k zbliża się raczej do 1,41 (adiabata). Dla danego k, u mało się zmienia z ciśnieniem.

Przy końcu II-go okresu można obliczyć *szybkość lotu pocisku*, z równania:

$$v = u\left(1 - e^{\frac{-Gt}{mg}}\right).$$

Gt — jest to całkowity ciężar gazów wypchniętych przy końcu spalenia, gdzie t jest czasem od samego początku spalania się prochu.

mg — ciężar pocisku bierze się średni, t. j. ciężar skorupy więcej połowa ciężaru ładunku wewnętrznego. Jeżeli cały ładunek spala się w lufie i kończy się spalać u wylotu, to szybkość lotu pocisku będzie właśnie szybkością wylotową v_0.

Droga pocisku w czasie II-go okresu czyli *długość lufy* wyniesie:

$$L = \frac{mg}{G}\left(\frac{G\,t}{mg}\,u - v\right).$$

Przy końcu III-go okresu przyrost szybkości jest stosunkowo tak mały, że można go pominąć (wynosi on np. około 3% szybkości w końcu II-go okresu).

Przykład liczbowy: Ciężar pocisku średni $mg = 100$ kg, *kaliber* 190 mm, ciężar ładunku wewnętrznego $l = 25$ kg balistytu; $p_i =$ 1000 kg/cm².

Z wykresu szybkości wylotowych wynika $u = 2440$ m/sek; gę-

[4]) Ten okres sam jeden zachodzi w rakietach pneumatycznych.

stość ładowania jest 1, stąd objętość komory ładunkowej w pocisku — 25 dm^3,

Ciężar gazów pozostałych w komorze przy końcu spalania $= 25\ p_i/f = 2{,}48$ kg; gdzie f—*siła* mat. wyb. czyli ciśnienie powstałe od spalenia 1 kg w objętości 1 m^3, np. dla balistytu = 10840 kg/cm^2.

Ciężar gazów wypchniętych $Gt = 25 - 2{,}48 = 22{,}52$ kg.

Ciężar skorupy pocisku $= 100 - \frac{25 + 2{,}48}{2} = 86{,}26$ kg.

$$v_0 = 2440\,(1 - e^{-0{,}2252}) = 490 \text{ m/s.}$$

Ciężar gazów $G = 0{,}0065 \,.\, 17{,}7 \,.\, 1000 = 1150$ kg/sek, jeżeli przekrój dyszy najwęższy będzie 177 cm^2 (średnica 150 mm.)

Długość lufy (dla II-go okresu) $L = \frac{110}{1150}\,(0{,}2252 \,.\, 2440 - 490) =$ $= 5{,}22$ m czyli około 30 kalibrów.

Podobne obliczenia dają dla *kalibru* 75 mm i całkowitego ciężaru pocisku 8,85 kg oraz $v_0 = 500$ m/sek przy ciśnieniu wewnątrz komory pocisku 100 kg/cm^2; długości lufy 1,5 m; $u = 2200$ m/sek. — wypadkowy ciężar ładunku 1,787 kg (4 razy większy od ład. miot. w ar. 75 mm zwykłej), oraz ilość gazów $G = 26{,}6$ kg/sek; skąd przekrój dyszy wypadłby 0,325 m^2, czyli większy od kalibru, co wypadłoby wtedy, gdyby ładunek reakcyjny miał się całkowicie spalić w lufie działa (w/g obliczeń de Stefano), — należy zatem wydłużyć lufę, przyjmiemy przekrój wylotowy dyszy równy średnicy pocisku; wtedy otrzyma się $L = 113{,}5$ m, ($G = 0{,}356$ kg/sek). Czyli, że z obliczeń tego balistyka wynika, iż *ładunek wewnętrzny nie może spalić się w lufie całkowicie* (przy powyższych warunkach). *Rozważmy teraz o możliwości podróży na księżyc przy pomocy pocisku reakcyjnego* (w/g Cranza).

Pomijając szkodliwe impulsy obrotowe wokół środka ciężkości, zmienny opór powietrza, wiry gazów spalinowych, prądy powstałe od wirowania kuli ziemskiej, zmianę położenia księżyca względem ziemi w ciągu czasu lotu (trwającego 1 lub 2 doby), — co wszystko znacznie zawikłałoby zagadnienie.

Przypuśćmy, że naszą rakietę wystrzelono z bieguna i że księżyc znajduje się stale w kierunku osi ziemskiej, r — promień ziemski, to 60 r — jest odległością środka księżyca od środka ziemi (dokładnie 384.390 km, do planety Venus — 41.400.000 km). Punkt, gdzie przyciąganie obu tych ciał niebieskich równoważy się, leży w odległości

od ziemi około 54 r (345.670 km). Spadając z tego punktu na ziemię, ciało zyskuje tyle energji kinetycznej, ile traci energji potencjalnej i dolatując do punktu odległego od środka ziemi o 1,01 r (63 km nad poziomem), gdzie niema prawie atmosfery, zdobędzie szybkość około 11000 m/sek. i odwrotnie: wylatując z tą szybkością z punktu wzniesionego nad poziomem o 63 km, doleci do punktu równowagi między ziemią a księżycem z szybkością $v_0 = 0$; mając szybkość początkową np. 11075 m/s zacznie spadać na księżyc, a gdy posiądzie $v =$ $= 11124$ m/s umknie w przestworza, jeżeli po drodze nie napotka księżyca.

Jeżeli ciało wyleciałoby z punktu odległego o 2 r od środka ziemi, to musiałoby mieć szybkość początkową 6900 m/s, aby móc dolecieć do tego punktu równowagi na drodze: ziemia-księżyc. Taką więc szybkość powinna mieć w określonem miejscu rakieta, gdy skończy się spalać jej własny ładunek.

Przypuszczamy szybkość wypływu gazów 2000 m/sek jako stałą wielkość w ciągu całego procesu spalania; wtedy okazuje się z obliczeń, że przy zachowaniu przyśpieszenia lotu równego g/4, pozostanie zaledwie $^1/_{60800}$ część masy rakiety, która doleci do księżyca. Wielkość dopuszczalnego przyśpieszenia zależy od fizjologicznych własności ewent. żywych istot, jako wyobrażalnych pasażerów.

W razie, gdy przyśpieszenie równe jest g — doleci do księżyca 1/1839 część masy.

W razie, gdy przyśpieszenie równe jest 5g — doleci do księżyca 1/431 część masy.

W razie, gdy przyśpieszenie równe jest ∞ doleci do księżyca 1/252 część masy.

Jeżeliby wypływ gazów doprowadzić do szybkości 4000 m/s, a przyjąć przyśpieszenie równe 2g, to do księżyca doleci około 3% początkowej masy rakiety, reszta, t. j. 97%, musi być zużyta jako materjał popędowy.

Opór powietrza wywiera wpływ nieznaczny (początkowe małe szybkości a duża masa).

Na zahamowanie upadku na księżyc potrzeba wytworzyć działanie odwrotne i dodać nowe masy gazów. Spadając na księżyc otrzyma ciało w odległości 0,3 r od środka księżyca (t. j. od jego powierzchni 0,0271 r) $v = 2248$ m/s. Aby zredukować tę szybkość do 0, trzeba wytworzyć przyśpieszenie ujemne $j = 14{,}675$ m/sek^2, co wymaga zuży-

cia około $^{2}/_{3}$ masy pozostałej w przestrzeni, a co jeszcze więcej zmniejsza pożyteczny ciężar pocisku.

Ten zajmujący wielce problemat podróży międzyplanetarnych czyli t. zw. *astronautyka* z punktu widzenia praktycznego przedstawia bardzo złożone zagadnienie, w którem poza balistyką mają dużo do powiedzenia: fizjologja, chemja, fizyka, metalurgja. Być może, iż większe korzyści da użycie innych nowych materjałów popędowych lub wreszcie zaprzęgnięta do pracy *energja elektronów* (rozpadu materji, rozkładu atomów), zawierająca w sobie olbrzymie zapasy mocy.

Źródła:

Cranz „Balistyka wewnętrzna".

„Rivista Aeronautica". „L'ale d'Italia" 1926 — Pegna" O działach dużego kalibru na statkach powietrznych".

„Rivista d'Artigleria e Genio" 1926. A. Stefano: „O pociskach reakcyjnych".,

„Rivista d'Artigleria e Genio" 1926. Crocco: „O nadartylerji i nadawjacji".

W. V.

SPROSTOWANIE

Omyłek drukarskich zauważono w Nr. 7 Wiad. Techn.-Artyl.

str. 839 wiersz 20 od góry —

jest: „Klasyfikacja Dévouges'a różni się od poprzednich zasadniczo formalny błąd, zaliczając . . .

winno być: „Klasyfikacja omawiana popełnia prócz tego w jednem miejscu formalny błąd, zaliczając . . .

str. 841 wiersz 4 od dołu —

po słowie „Sjoegrena" należy zamknąć nawias.